

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL
DE HUAMANGA**

**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y
CIVIL**

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS:

**Implementación de una malla de perforación para mejorar la
eficiencia técnica de la voladura en la Rp. 5516 zona II Esperanza
de la Unidad de Acumulación Yauricocha - Compañía Minera
Sierra Metals Corona S. A., 2025**

Para optar el título profesional de:

INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR:

Bach. Josue Rossel ROMERO MARTINEZ

ASESOR:

Msc. Ing. Carlos QUISPE HUAROTO

AYACUCHO - PERÚ

2025

DEDICATORIA

Dedico este trabajo con todo mi amor y gratitud a mis padres Pepe Alfonso y Cirila, ejemplo de fortaleza y perseverancia, cuyo esfuerzo y sacrificio han sido mi mayor inspiración.

A mis hijos Álvaro y Mateo, razón de mi lucha diaria y fuente inagotable de motivación. Todo lo que hago es por y para ustedes.

A mi esposa Doris, por su comprensión, paciencia y constante apoyo en los momentos más exigentes de este camino.

AGRADECIMIENTO

Quiero expresar mi más sincero agradecimiento a la Universidad Nacional San Cristóbal de Huamanga, por brindarme la formación académica y profesional que ha sido fundamental en mi desarrollo como ingeniero. Asimismo, extendo mi gratitud a la empresa contratista minera Corimayo Servicios Mineros S.A.C., por abrirme las puertas y permitirme realizar mis prácticas preprofesionales, así como por el valioso apoyo técnico y humano recibido durante el proceso.

Agradezco también a todas las personas que, de una u otra forma, me brindaron su apoyo, orientación y palabras de aliento a lo largo de esta etapa. Su colaboración ha sido clave para la elaboración del presente trabajo.

RESUMEN

El presente trabajo de investigación se centra en la implementación de una nueva malla de perforación para mejorar la eficiencia técnica de la voladura en la Rp. 5516, zona II Esperanza, de la Unidad de Acumulación Yauricocha - Compañía Minera Sierra Metals Corona S. A, dentro de esa eficiencia se encuentra el diseño de la malla de perforación, número óptimo de taladros, secuencia de iniciación y el ajuste al factor carga. Para este fin se aplicó el tipo de investigación aplicada, nivel de investigación explicativo y el diseño de investigación pre-experimental. La población de estudio está conformada por el conjunto de voladuras realizadas en la labor Rp. 5516 y la muestra está compuesta por un conjunto de voladuras seleccionadas de forma intencional en la labor Rp. 5516. El modelo matemático para el diseño de la malla es de Roger Holmberg. Los resultados obtenidos del número óptimo de taladros establecido (55 en total: 40 cargados, 5 rimados y 10 de alivio) permitió alcanzar el avance planificado con un consumo eficiente de explosivo, la optimización de la secuencia de iniciación, ajustando los retardos de 1 ms, 4 ms, 7 ms y 10 ms a 1 ms, 4 ms y 7 ms, generó un mejor control en la dirección de propagación de la voladura y minimizó la sobrerotura, el ajuste del factor de carga, que pasó de 2.22 a 2.24 kg/m³ para taladros de 12 pies y de 2.19 a 2.26 kg/m³ para taladros de 14 pies, permitió una distribución energética uniforme en toda la sección de disparo. Los resultados obtenidos demuestran que la aplicación de un diseño técnico basado en la caracterización geomecánica, la secuencia de iniciación y el ajuste del factor de carga permite optimizar la voladura subterránea.

Palabras claves: Optimización, eficiencia de voladura, número de taladros, secuencia de iniciación y factor carga.

ABSTRACT

The present research work focuses on the implementation of a new drilling pattern to improve the technical efficiency of blasting in the Rp. 5516, Zone II Esperanza, of the Yauricocha Accumulation Unit – Compañía Minera Sierra Metals Corona S.A. Within this efficiency framework, the aspects considered include the design of the drilling pattern, the optimal number of blastholes, the initiation sequence, and the adjustment of the powder factor. For this purpose, an applied type of research, an explanatory research level, and a quasi-experimental research design were employed. The study population consists of all blasting operations carried out in the Rp. 5516 heading, and the sample is composed of a set of intentionally selected blasts from the same heading. The mathematical model used for the design of the drilling pattern is the Roger Holmberg model. The results obtained from the established optimal number of blastholes (55 in total: 40 charged, 5 reamed, and 10 relief holes) allowed achieving the planned advance with efficient explosive consumption. The optimization of the initiation sequence, adjusting the delays from 1 ms, 4 ms, 7 ms, and 10 ms to 1 ms, 4 ms, and 7 ms, provided better control of the blast propagation direction and minimized overbreak. The adjustment of the powder factor, which increased from 2.22 to 2.24 kg/m³ for 12-ft holes and from 2.19 to 2.26 kg/m³ for 14-ft holes, allowed a uniform energy distribution throughout the firing section. The results demonstrate that applying a technical design based on geomechanical characterization, initiation sequence, and powder factor adjustment allows optimization of underground blasting.

Keywords: Optimization, blasting efficiency, number of blastholes, initiation sequence, and powder factor.

ÍNDICE

DEDICATORIA.....	i
AGRADECIMIENTO.....	ii
RESUMEN.....	iii
ABSTRACT	iv
ÍNDICE	v
LISTA DE FIGURAS	xii
LISTA DE TABLAS.....	xv
LISTA DE ANEXO	xviii
INTRODUCCIÓN.....	xix
CAPÍTULO I.....	1
1.1 Descripción del problema	1
1.2 Formulación del problema	2
1.2.1 Formulación del problema general.....	2
1.2.2 Formulación del problema específico	2
1.3 Objetivos.....	2
1.3.1 Objetivo general	2
1.3.2 Objetivos específicos.....	3
1.4 Justificación	3
1.4.1 Justificación teórica.....	3
1.4.2 Justificación metodológica	4
1.4.3 Justificación práctica	4

1.5	Importancia	4
1.6	Alcances y limitaciones	5
1.6.1	Alcances	5
1.6.2	Limitaciones	5
1.7	Planteamiento de hipótesis.....	6
1.7.1	Formulación de hipótesis general.....	6
1.7.2	Formulación de hipótesis específicas	6
1.8	Variables e indicadores	6
1.8.1	Variable dependiente:.....	6
1.8.2	Variable independiente:.....	6
1.9	Operacionalización de variables	7
1.10	Diseño de investigación	9
1.10.1	Tipo de investigación.....	9
1.10.2	Nivel de investigación	9
1.10.3	Diseño de investigación	9
1.11	Población y muestra	10
1.11.1	Población	10
1.11.2	Muestra	10
1.12	Técnicas e instrumentos de toma de datos	10
1.12.1	Técnica de recolección de datos	10
1.12.2	Instrumentos de recolección de datos	11
1.12.3	Procedimientos de recolección de datos	11

1.13	Procesamiento de datos	11
1.14	Materiales	12
CAPÍTULO II.....		13
II.	MARCO TEÓRICO.....	13
2.1	Antecedentes de la investigación.....	13
2.1.1	Internacionales.....	13
2.1.2	Nacionales	16
2.2	Bases teóricas.....	18
2.2.1	Sistema de monitoreo geotécnico.....	18
2.2.1.1	Instrumentación geotécnica	19
2.2.1.2	Implementación de instrumentación geotécnica para monitoreo	19
2.2.2	Fundamentos de perforación y voladura en minería subterránea	20
2.2.3	Tipos de perforación.....	22
2.2.3.1	Perforación percusión.....	22
2.2.3.2	Perforación rotatoria	23
2.2.4	Desarrollo de labores con pendiente	24
2.2.5	Excavación de Galería.....	26
2.2.6	Parámetros en el diseño de voladuras subterránea	27
2.2.6.1	Arranque	28
2.2.6.2	Ayudas	35
2.2.6.3	Ayudas	37
2.2.6.4	Cuadradores	37

2.2.6.5	Alzas o techos	38
2.2.6.6	Arrastre o pisos	38
2.2.7	Secuencia de iniciación	40
2.2.8	Eficiencia de voladura	41
2.2.8.1	Fragmentación	41
2.2.8.2	Kuz – Ram	41
2.2.9	Avance efectivo	44
2.2.9.1	Factor potencia y Factor carga.....	44
CAPÍTULO III		45
III. MATERIALES Y MÉTODOS		45
3.1	Generalidades.....	45
3.1.1	Ubicación.....	46
3.1.2	Accesibilidad	48
3.1.3	Clima y vegetación.....	48
3.1.4	Geología	48
3.1.4.1	Geología regional.....	48
3.1.4.2	Geología local	49
3.1.4.3	Geología estructural.....	52
3.1.4.4	Geología económica	53
3.2	Base de la investigación.....	55
3.2.1	Malla de perforación anterior de la Rp. 5516.....	56
3.2.2	Número de taladros	63

3.2.3	Secuencia de iniciación	63
3.2.4	Factor carga	63
3.3	Cálculo de los parámetros de voladura	63
3.3.1	Cálculo de potencia relativa por peso al ANFO ($S_{AN/FO}$).....	65
3.3.2	Cálculo de densidad de carga del explosivo.....	65
3.3.3	Cálculo de arranque.....	66
3.3.3.1	Cálculo de 1 ^{er} burden	66
3.3.4	Cálculo de 1 ^{ra} sección.....	67
3.3.5	Cálculo de la 2 ^{da} sección	68
3.3.5.1	Cálculo del 3 ^{er} burden.....	68
3.3.6	Cálculo de la 3 ^{ra} sección.....	69
3.3.6.1	Cálculo de 4 ^{to} Burden	69
3.3.7	Cálculo para los arrastres	70
3.3.7.1	Cálculo de burden de arrastre	70
3.3.7.2	Número de taladros.....	71
3.3.7.3	Espaciamiento.....	71
3.3.8	Cálculo de ayuda de hastiales.....	72
3.3.8.1	Cálculo de burden de ayuda de cuadradores.....	72
3.3.8.2	Número de taladros.....	72
3.3.8.3	Espaciamiento.....	73
3.3.9	Cálculo de hastiales	73
3.3.9.1	Cálculo de burden de hastiales	73

3.3.9.2	Número de taladros.....	74
3.3.9.3	Espaciamiento.....	74
3.3.10	Cálculo de ayuda de corona.....	74
3.3.10.1	Número de taladros.....	75
3.3.10.2	Espaciamiento.....	75
3.3.11	Cálculo de corona.....	76
3.3.11.1	Número de taladros.....	76
3.3.11.2	Espaciamiento.....	77
CAPÍTULO IV.....		79
IV. RESULTADO Y DISCUSIÓN.....		79
4.1	Resultados generales de la voladura.....	79
4.2	Diseño de la malla de perforación (Objetivo específico a).....	79
4.3	Determinación del número óptimo de taladros (Objetivo específico b) ..	81
4.4	Optimización de la secuencia de iniciación (Objetivo específico c)	82
4.5	Ajuste del factor de carga (Objetivo específico d)	82
4.6	Resumen general de la nueva malla de perforación	83
4.6.1	Simulación numérica.....	87
4.7	Análisis estadístico de resultados de voladura.....	89
4.7.1	Comparación estadística entre mallas de perforación	92
4.7.2	Contrastación de hipótesis mediante estadística inferencial	96
4.7.2.1	Contraste de hipótesis para el avance efectivo	97
4.7.2.2	Contraste de hipótesis de la sobrerotura	99

4.7.2.3	Contraste de hipótesis del factor de carga	101
4.7.2.4	Contrastación de la hipótesis general	103
4.8	Discusión de los resultados.....	103
CONCLUSIONES.....		106
RECOMENDACIONES		108
REFERENCIA BIBLIOGRÁFICA		110
ANEXOS.....		113

LISTA DE FIGURAS

Figura 1	Sismógrafo.....	20
Figura 2	Principios de perforación mecánica de las rocas	21
Figura 3	Brocas de perforación percusiva de martillo en cabeza.....	22
Figura 4	Cabeza de perforación múltiple.	23
Figura 5	Vista seccionada de un martillo de fondo (DTH) y la broca.	23
Figura 6	Tres tipos de brocas rotativas.....	24
Figura 7	Dos diseños diferentes de rampas: configuraciones en forma de clip y espiral	26
Figura 8	Equipo de perforación Jumbo.	27
Figura 9	Nomenclatura de los tipos de taladro que existen en la minería subterránea.	28
Figura 10	Corte en diamante	29
Figura 11	Corte en v.....	29
Figura 12	Cortes en paralelo	30
Figura 13	Arranques para túneles.....	31
Figura 14	Ángulo del cráter θ producido por un taladro del corte cargado frente al taladro de expansión.....	32
Figura 15	Requerimiento del volumen de expansión.....	33
Figura 16	Distancia entre taladros de corte.	36
Figura 17	Concentración mínima requerida de carga y burden máximo para diferentes anchos de abertura.	37

Figura 18 Concentración de carga y burden para barrenos de voladura en frente.

38

Figura 19 Ejemplo de secuencia de salida. 40

Figura 20 Mina Yauricocha..... 45

Figura 21 Vista perfil de la mina Yauricocha. 46

Figura 22 Ubicación de la Mina Yauricocha 47

Figura 23 Geología local de la Mina Yauricocha 50

Figura 24 Columna estratifica de la Mina Yauricocha 51

Figura 25 Sección transversal de la Mina Yauricocha 52

Figura 26 Plano de zonificación geomecánica del Cuerpo Esperanza..... 53

Figura 27 Malla de perforación anterior de la Rp. 5516 57

Figura 28 Arranque 61

Figura 29 1ra, 2da y 3ra ayuda 62

Figura 30 Ayuda corona / Arrastre/ Hastial 62

Figura 31 Hastiales / Corona 62

Figura 32 Hastial inferior 63

Figura 33 Arrastre 63

Figura 34 Kg de explosivos recomendado 66

Figura 35 Arranque de la voladura..... 67

Figura 36 Esquema del 2do burden..... 68

Figura 37 Esquema del 3er burden..... 69

Figura 38 Esquema de perforación para el 4^{to} burden..... 70

Figura 39	Nueva malla de perforación.....	81
Figura 40	Arranque / 1ra ayuda.....	85
Figura 41	2da ayuda / 3ra ayuda	85
Figura 42	Ayudas - Corona / Hastiales	85
Figura 43	Arrastres.....	86
Figura 44	Hastial inferior	86
Figura 45	Corona / Hastiales	86
Figura 46	Análisis de vibraciones	87
Figura 47	Análisis de energía.....	88
Figura 48	Resultado del análisis.....	88
Figura 49	Distribución del Factor Carga.....	93
Figura 50	Comparación de la Sobrerotura entre las mallas	94
Figura 51	Distribución de la Sobrerotura.....	95
Figura 52	Distribución del Avance	96
Figura 53	Comparación del avance ejecutado entre la malla anterior y la malla actual	99
Figura 54	Comparación de la Sobrerotura entre las mallas	101
Figura 55	Comparación del factor de carga entre la malla anterior y la malla actual	102
Figura 56	Plano del NV 1170 - 1220 Mina Yauricocha	115
Figura 57	Plano de la RP 5516 Mina Yauricocha.....	116

LISTA DE TABLAS

Tabla 1	Matriz de operacionalización de variables	7
Tabla 2	Cálculos simplificados	35
Tabla 3	Relaciones recomendadas de burden y espaciamiento	40
Tabla 4	Parámetros geomecánicos que determinan el factor de roca.....	42
Tabla 5	Accesibilidad a la Mina Yauricocha	48
Tabla 6	Reservas de minerales de la mina Yauricocha.	53
Tabla 7	Distribución por taladro.....	58
Tabla 8	Datos técnicos.....	59
Tabla 9	Consumo de explosivos.....	59
Tabla 10	Resultados	60
Tabla 11	Fanel MS y LS.....	61
Tabla 12	Datos de la labor	64
Tabla 13	Diámetro de taladros	64
Tabla 14	Parámetros de voladura	64
Tabla 15	Características del explosivo	64
Tabla 16	Wc en Kg.....	65
Tabla 17	Avance por disparo.....	66
Tabla 18	Cálculo de 1 ^{er} burden	66
Tabla 19	Cálculo de 2do burden.....	67
Tabla 20	Cálculo de 3er burden.....	68
Tabla 21	Cálculo para el 4 ^{to} burden.....	69

Tabla 22	Factor de fijación.....	70
Tabla 23	Cálculo del burden para el arrasque	71
Tabla 24	Resumen de carga para el arrastre	71
Tabla 25	Factor de fijación.....	72
Tabla 26	Parámetros para la ayuda de hastiales	72
Tabla 27	Cálculo del número de taladros	72
Tabla 28	Resumen de carga para la ayuda de los hastiales	73
Tabla 29	Factor de fijación.....	73
Tabla 30	Parámetros para los hastiales.....	73
Tabla 31	Cálculo del número de taladros	74
Tabla 32	Resumen de carga para los hastiales	74
Tabla 33	Factor de fijación.....	75
Tabla 34	Parámetros de ayuda de corona	75
Tabla 35	Calculo del número de taladros de ayuda de corona	75
Tabla 36	Resumen de carga para los hastiales	76
Tabla 37	Factor de fijación.....	76
Tabla 38	Parámetros para la corona	76
Tabla 39	Resumen de carga para los hastiales	77
Tabla 40	Resumen perforación por el método de Holmberg	78
Tabla 41	Datos técnicos.....	80
Tabla 42	Distribución por taladro de la nueva malla de perforación	83
Tabla 43	Fanel MS y LP de 4.2 m.....	84

Tabla 44	Consumo de explosivos de la nueva malla de perforación	84
Tabla 45	Resultados	87
Tabla 46	Indicadores principales de la malla anterior	90
Tabla 47	Resultado de voladura con la malla actual	90
Tabla 48	Resumen de la contrastación de hipótesis	103
Tabla 49	Matriz de consistencia	113
Tabla 50	Código Python para Factor Carga	117
Tabla 51	Código Python para la Sobrerotura	119
Tabla 52	Código Python para el Avance	121

LISTA DE ANEXO

Anexo 01: Matriz de consistencia.....	113
Anexo 02: Planos de la labor	115
Anexo 03: Código Python para el análisis estadístico	117

INTRODUCCIÓN

La eficiencia técnica de la voladura constituye uno de los factores determinantes en el desempeño operacional de las labores subterráneas, especialmente en yacimientos con condiciones geomecánicas complejas como los de la Unidad Minera Yauricocha. En estos entornos, el diseño adecuado de la malla de perforación, la selección del número óptimo de taladros, la secuencia de iniciación y el ajuste del factor de carga influyen directamente en la generación del plano de rotura, el control de la sobrerotura y el consumo específico de explosivos. Un diseño deficiente puede producir inestabilidades geomecánicas, incremento en los costos operativos, pérdida de mineral y retrasos en el ciclo minero, afectando de manera significativa la continuidad y seguridad de la operación.

En la labor Rp. 5516, zona II Esperanza, se identificaron problemas recurrentes relacionados con la sobrerotura y la dispersión de energía explosiva, atribuibles principalmente a una malla de perforación que no se encontraba optimizada para las condiciones del macizo rocoso. Estas deficiencias se reflejaban en avances irregulares, consumo excesivo de explosivos y dificultades en el control geométrico de la sección de la labor. Tomando como referencia estas limitaciones, surgió la necesidad de implementar una nueva malla de perforación basada en criterios técnicos actualizados y en la caracterización geomecánica específica de la zona.

La presente investigación propone la optimización del diseño de voladura mediante la aplicación del modelo matemático de Roger Holmberg, que permite establecer el número óptimo de taladros y definir parámetros de perforación adecuados para mejorar la eficiencia en la distribución energética. Asimismo, se analiza la influencia de diferentes secuencias de iniciación y ajustes del factor de carga sobre la respuesta del macizo rocoso, con el fin de lograr un plano de rotura continuo y minimizar la

sobrerotura. Para ello, se desarrolló un estudio de tipo aplicado, con nivel explicativo y diseño pre-experimental, utilizando como población el conjunto de voladuras ejecutadas en la labor Rp. 5516 y como muestra una serie de voladuras seleccionadas intencionalmente.

Los resultados obtenidos permiten demostrar que la implementación de un diseño técnico integral, basado en la interacción entre las condiciones geomecánicas, los parámetros de perforación y las características de iniciación, mejora significativamente la eficiencia de la voladura subterránea. La investigación aporta criterios prácticos y metodológicos aplicables a labores con características similares dentro de operaciones mineras subterráneas, contribuyendo a un uso más eficiente del explosivo, una mayor estabilidad geométrica y una ejecución más segura y predecible del ciclo de minado.

CAPÍTULO I

1.1 Descripción del problema

La eficiencia de la voladura subterránea es un factor determinante en la productividad, seguridad y rentabilidad de las operaciones mineras, pues influye directamente en etapas posteriores como el carguío, el transporte y el procesamiento del mineral(Himanshu et al., 2023). En la Rampa 5516, zona II Esperanza, de la Unidad de Acumulación Yauricocha operada por Compañía Minera Sierra Metals Corona S.A., se ha identificado una deficiencia en la eficiencia técnica de la voladura, evidenciada en una fragmentación irregular del macizo rocoso con presencia de sobretamaños(bancos), un avance efectivo limitado por disparo y una notable sobrerotura en las paredes de la labor.

Estas deficiencias generan consecuencias operativas significativas: mayores tiempos y costos en las operaciones de carguío y transporte, retrasos en el desarrollo de la rampa, sobreconsumo de explosivos y potenciales riesgos geomecánicos que afectan la estabilidad del macizo rocoso y la seguridad de la labor. La raíz del problema radica en la falta de adaptación del diseño actual de la malla de perforación, en términos de burden, espaciamiento, secuencia de iniciación y factor de carga, a las condiciones geológicas específicas del área, caracterizadas por variaciones en la dureza, estructura y presencia de agua subterránea.

Frente a esta situación, se plantea la necesidad de optimizar el diseño de la malla de perforación conforme a las condiciones geomecánicas in situ, con el propósito de mejorar la fragmentación del macizo rocoso, maximizar el avance por disparo, reducir la sobrerotura y lograr una distribución energética más uniforme. Se espera que la implementación de una malla de perforación optimizada incremente

significativamente la eficiencia técnica de la voladura, contribuyendo a una operación más productiva, rentable y segura en la Unidad de Acumulación Yauricocha.

1.2 Formulación del problema

1.2.1 Formulación del problema general

¿De qué manera la implementación de la malla de perforación mejorará la eficiencia técnica de la voladura en la Rp. 5516 zona II Esperanza de la Unidad de acumulación Yauricocha - Compañía Minera Sierra Metals Corona S. A 2025?

1.2.2 Formulación del problema específico

- a) ¿De qué manera el diseño de la malla de perforación puede mejorar la fragmentación del macizo rocoso en la Rp. 5516 zona II Esperanza de la Unidad de acumulación Yauricocha - Compañía Minera Sierra Metals Corona S. A 2025?
- b) ¿Cuál es el número óptimo de taladros por frente que permitirá maximizar el avance efectivo por disparo en la Rp. 5516 zona II Esperanza de la Unidad de acumulación Yauricocha - Compañía Minera Sierra Metals Corona S. A 2025?
- c) ¿Cómo puede optimizarse la secuencia de iniciación para minimizar la sobrerotura en la Rp. 5516 zona II Esperanza de la Unidad de acumulación Yauricocha - Compañía Minera Sierra Metals Corona S. A 2025?
- d) ¿De qué manera el ajuste del factor de carga puede lograr una distribución energética uniforme en la Rp. 5516 zona II Esperanza de la Unidad de acumulación Yauricocha - Compañía Minera Sierra Metals Corona S. A 2025?

1.3 Objetivos

1.3.1 Objetivo general

Implementar una malla de perforación para mejorar la eficiencia técnica de la voladura en la Rp. 5516, zona II Esperanza, de la Unidad de Acumulación Yauricocha - Compañía Minera Sierra Metals Corona S. A., 2025.

1.3.2 Objetivos específicos

- a) Diseñar la malla de perforación para mejorar la fragmentación del macizo rocoso en la Rp. 5516, zona II Esperanza, de la Unidad de Acumulación Yauricocha - Compañía Minera Sierra Metals Corona S. A., 2025.
- b) Determinar el número óptimo de taladros por frente que permita maximizar el avance efectivo por disparo en la Rp. 5516, zona II Esperanza, de la Unidad de Acumulación Yauricocha - Compañía Minera Sierra Metals Corona S. A., 2025.
- c) Optimizar la secuencia de iniciación para minimizar la sobrerotura en la Rp. 5516, zona II Esperanza, de la Unidad de Acumulación Yauricocha - Compañía Minera Sierra Metals Corona S. A., 2025.
- d) Ajustar el factor de carga para lograr una distribución energética uniforme en la Rp. 5516, zona II Esperanza, de la Unidad de Acumulación Yauricocha - Compañía Minera Sierra Metals Corona S. A., 2025.

1.4 Justificación

1.4.1 Justificación teórica

El proyecto se justifica teóricamente en base a los principios de la ingeniería de perforación y voladura. Diversos estudios han demostrado que el diseño adecuado de la malla de perforación puede optimizar la fragmentación del material, mejorar la eficiencia de las voladuras y reducir costos. La literatura sobre voladuras ofrece modelos generales, pero las particularidades geológicas y operativas de la Rp. 5516 requieren adaptaciones, permitiendo enriquecer el conocimiento en ingeniería de minas mediante su evaluación práctica.

1.4.2 Justificación metodológica

La justificación metodológica está sustentada en el uso de métodos técnicos y de ingeniería minera para el diseño de la malla de perforación, la determinación del número óptimo de taladros y el ajuste de la secuencia de iniciación. Se emplearán herramientas de simulación y pruebas de campo para evaluar los resultados, lo que garantizará que la solución propuesta sea adecuada a las condiciones específicas del terreno y de la mina.

1.4.3 Justificación práctica

Desde el punto de vista práctico, este proyecto contribuirá directamente a mejorar la eficiencia de la operación minera, optimizando el uso de recursos, aumentando la productividad de la voladura y reduciendo los costos operativos. La implementación de la malla de perforación generará un impacto positivo en la seguridad, ya que permitirá un control más preciso sobre las cargas de voladura, reduciendo el riesgo de accidentes y mejorando las condiciones laborales en el sitio de trabajo.

1.5 Importancia

La importancia de este proyecto radica en su capacidad para optimizar las operaciones de voladura en la Rp. 5516 zona II Esperanza, incrementando la eficiencia operativa de la mina Yauricocha. Al implementar una malla de perforación mejorada, se busca lograr una fragmentación óptima del material, aumentar el avance efectivo y reducir costos asociados al consumo de explosivos, lo que generará beneficios económicos y operativos para la Compañía Minera Sierra Metals Corona S.A., además de mejorar la seguridad en las actividades mineras.

1.6 Alcances y limitaciones

1.6.1 Alcances

El proyecto se centra en la implementación y evaluación de una malla de perforación mejorada en la Rp. 5516 zona II Esperanza, abarcando:

- Diseño de la malla para optimizar la granulometría del material volado.
- Determinación del número óptimo de taladros por frente para maximizar el avance efectivo.
- Ajuste de la secuencia de iniciación para controlar el factor de carga.
- Incluye recolección de datos de campo, análisis de fragmentación, medición de avances y evaluación del uso de explosivos, con recomendaciones específicas para la zona estudiada.

1.6.2 Limitaciones

El estudio enfrenta las siguientes restricciones:

- Los resultados podrían aplicarse solo a las condiciones específicas de la Rp. 5516 zona II Esperanza, limitando su generalización.
- La calidad y disponibilidad de datos históricos o actuales sobre voladuras pueden influir en la precisión del análisis.
- Factores externos (variaciones geológicas, costos de explosivos o normativas) podrían afectar la implementación de las recomendaciones.

Los recursos y el tiempo disponibles restringen la cantidad de pruebas y ajustes posibles.

1.7 Planteamiento de hipótesis

1.7.1 Formulación de hipótesis general

La implementación de una malla de perforación adecuadamente diseñada mejora la eficiencia técnica de la voladura en la Rp. 5516, zona II Esperanza, de la Unidad de Acumulación Yauricocha - Compañía Minera Sierra Metals Corona S. A., 2025.

1.7.2 Formulación de hipótesis específicas

- a) El diseño adecuado de la malla de perforación mejora la fragmentación del macizo rocoso en la Rp. 5516, zona II Esperanza, de la Unidad de Acumulación Yauricocha - Compañía Minera Sierra Metals Corona S. A., 2025.
- b) Determinar el número óptimo de taladros por frente permite maximizar el avance efectivo por disparo en la Rp. 5516, zona II Esperanza, de la Unidad de Acumulación Yauricocha - Compañía Minera Sierra Metals Corona S. A., 2025.
- c) La optimización de la secuencia de iniciación reduce la sobrerotura en la Rp. 5516, zona II Esperanza, de la Unidad de Acumulación Yauricocha - Compañía Minera Sierra Metals Corona S. A., 2025.
- d) El ajuste del factor de carga contribuye a lograr una distribución energética uniforme en la Rp. 5516, zona II Esperanza, de la Unidad de Acumulación Yauricocha - Compañía Minera Sierra Metals Corona S. A., 2025.

1.8 Variables e indicadores

1.8.1 Variable dependiente:

Eficiencia técnica de voladura.

1.8.2 Variable independiente:

Implementación de la malla de perforación.

1.9 Operacionalización de variables

Tabla 1

Matriz de operacionalización de variables

Variable	Definición conceptual	Definición operacional	Dimensión	Indicadores
VI	Implementación de la malla de perforación	Se refiere al proceso de diseño y ejecución del patrón de distribución, diámetro, profundidad y precisión de los taladros en el frente de voladura. Esta variable se medirá a través del análisis de sus dimensiones e indicadores. Las dimensiones incluyen: el diseño geométrico de la malla, el diámetro de perforación, la profundidad de los taladros, la precisión de la perforación y el tipo de arranque.	Diseño geométrico de la malla	Tipo de patrón (cuadrado, staggered, abanico) Número de taladros por frente Secuencia de iniciación Densidad (taladros/m ²)
			Diámetro de perforación	Diámetro nominal (mm) Uniformidad del diámetro Relación diámetro/burden
			Profundidad de taladros	Longitud perforada (m) Relación profundidad/avance efectivo (%) Uniformidad en profundidad
			Precisión de perforación	Desviación horizontal/vertical (cm) Error angular (°) Desviación acumulada en el frente (%)
			Tipo de arranque	Tipo de explosivo (ANFO, emulsiones, dinamita) Carga específica (kg/m) Decking (carga segmentada)
VD	Eficiencia técnica de Voladura	Representa el grado de éxito de una operación de	Esta variable se evaluará mediante sus dimensiones e	Granulometría % de material volado Índice de uniformidad (K50) Máximo tamaño de roca (cm)

voladura en términos de la fragmentación obtenida, el avance logrado y la estabilidad del macizo rocoso remanente, minimizando efectos indeseados como la sobreexcavación y las vibraciones.	indicadores. Las dimensiones son: la granulometría del material volado, el avance efectivo, el factor de carga, la estabilidad y la dilución.	Avance efectivo	Metros avanzados por disparo (m) Taladros por disparo Toneladas por disparo (Tn/ disparo) Relación avance/profundidad (%) Uniformidad del avance
		Factor de carga	kg explosivo/tonelada volada kg explosivo/metro lineal Costo de explosivo por disparo(USD)
		Estabilidad	Sobreexcavación (cm) Vibraciones (mm/s) Fracturas por metro cuadrado
		Dilución	% de estéril en mineral volado
		Energía	Pérdida de mineral por sobrevoladura (ton)
			Distribución de energía (Mj)

1.10 Diseño de investigación

1.10.1 Tipo de investigación

La presente investigación es de tipo aplicada, ya que busca resolver un problema específico relacionado con la eficiencia técnica de la voladura en una operación minera subterránea, mediante la implementación y evaluación de una malla de perforación optimizada. Se orienta a la mejora de procesos operativos en el contexto real de la Unidad de Acumulación Yauricocha, aportando soluciones prácticas basadas en fundamentos teóricos y técnicos (Hernandez et al., 2014).

1.10.2 Nivel de investigación

El nivel de la investigación es explicativo, ya que busca identificar y demostrar el efecto que tiene la implementación de una malla de perforación optimizada sobre la eficiencia técnica de la voladura en una operación minera subterránea. A través de la comparación de resultados antes y después del cambio de malla, se pretende explicar cómo las variaciones en el diseño influyen en indicadores técnicos como la fragmentación del macizo rocoso, la sobrerotura y el avance efectivo por disparo (Hernandez et al., 2014).

1.10.3 Diseño de investigación

El diseño de la investigación es pre-experimental, ya que se interviene una variable independiente —el diseño de la malla de perforación— para observar sus efectos sobre variables dependientes como la fragmentación, el avance efectivo por disparo y la sobrerotura, en un entorno operativo real. A diferencia del diseño experimental puro, en este caso no se tiene un control absoluto sobre todas las condiciones del entorno, debido a que el estudio se realiza directamente en la operación minera subterránea de la Unidad de Acumulación Yauricocha, zona II Esperanza. Por ello, se aplica un diseño pre-experimental con mediciones antes y después de la implementación, comparando

los resultados obtenidos para evaluar el impacto técnico de la nueva malla de perforación (Hernandez et al., 2014).

1.11 Población y muestra

1.11.1 Población

La población de estudio está conformada por el conjunto de voladuras realizadas en la labor Rp. 5516, ubicada en la zona II Esperanza de la Unidad de Acumulación Yauricocha – Compañía Minera Sierra Metals Corona S.A., durante el año 2025. Estas voladuras constituyen el universo de operaciones ejecutadas bajo distintas configuraciones de malla de perforación, y representan las condiciones operativas reales del proceso de explotación en esa zona específica de la mina.

1.11.2 Muestra

La muestra está compuesta por un conjunto de voladuras seleccionadas de forma intencional en la labor Rp. 5516, zona II Esperanza, diferenciando aquellas realizadas antes y después de la implementación de la nueva malla de perforación. Esta selección responde a un muestreo no probabilístico de tipo intencional, con el objetivo de comparar técnicamente los resultados obtenidos en términos de fragmentación, sobrerotura y avance por disparo. El tamaño de la muestra estará determinado por la disponibilidad de registros técnicos completos y comparables en el periodo de análisis.

1.12 Técnicas e instrumentos de toma de datos

1.12.1 Técnica de recolección de datos

La técnica principal utilizada para la recolección de datos fue el análisis documental, complementada con la revisión directa de registros operativos y reportes técnicos generados en campo. Esta técnica permitió recopilar información cuantitativa y cualitativa relacionada con el diseño de la malla de perforación, parámetros de

voladura, resultados obtenidos y condiciones geomecánicas del macizo rocoso antes y después de la intervención.

1.12.2 Instrumentos de recolección de datos

Como instrumentos de recolección de datos se emplearon fichas de registro técnico para sistematizar información operativa, registros fotográficos del frente de voladura para evaluar visualmente la fragmentación y la sobrerotura, así como reportes internos de la operación minera que contenían datos sobre el avance, el consumo de explosivo y la distribución de los taladros. Adicionalmente, se utilizó software como AutoCAD para el análisis gráfico del diseño de la malla y hojas de cálculo en Excel para el procesamiento de datos.

1.12.3 Procedimientos de recolección de datos

- Análisis cuantitativo para evaluar el efecto de la malla de perforación sobre la eficiencia de voladura.
- Se utilizará análisis descriptivo y relacional entre variables técnicas y operativas.
- Procesamiento con hojas de cálculo con Excel.
- Se usará el AutoCAD dibujar el diseño de la malla.

1.13 Procesamiento de datos

Los datos obtenidos de las voladuras ejecutadas con la malla anterior y con la malla actual fueron procesados mediante estadística descriptiva e inferencial. Inicialmente, se calcularon la media, mediana, desviación estándar, valores mínimo y máximo para los indicadores de avance ejecutado, sobrerotura y factor de carga.

Posteriormente, se evaluó el supuesto de normalidad mediante la prueba de Shapiro–Wilk, considerando un nivel de significancia de $\alpha=0.05$. Cuando los datos de ambos grupos presentaron una distribución compatible con la normalidad, se utilizó la

prueba t de Student con corrección de Welch para muestras independientes, debido a la diferencia en los tamaños muestrales y a que esta prueba no exige igualdad de varianzas. Cuando al menos uno de los grupos no presentó distribución normal, se aplicó la prueba no paramétrica U de Mann–Whitney.

Para todos los contrastes se estableció como criterio de decisión que, cuando $p < 0.05$, se rechazaría la hipótesis nula y se consideraría que existen diferencias estadísticamente significativas entre la malla anterior y la malla actual. Cuando $p \geq 0.05$, no se rechazaría la hipótesis nula. Adicionalmente, se calcularon medidas de tamaño del efecto para complementar la interpretación de la significancia estadística.

1.14 Materiales

- Fotografías
- Uso de base de datos científicas de Scopus, ResearchGate y Springer.
- Repositorio de ALICIA de CONCYTEC además del repositorio de la UNSCH.
- Libros de la SME y otros libros relevantes en la literatura minera.

CAPÍTULO II

II. MARCO TEÓRICO

2.1 Antecedentes de la investigación

2.1.1 Internacionales

Man et al. (2018) en el artículo de investigación titulada “Blasting Energy Analysis of the Different Cutting Methods”. Un artículo de Shock and Vibration, cuyo propósito fue analizar los parámetros de voladura controlada para un túnel de exploración Beishan, para este fin se tiene tres métodos de arranque(corte): arranque en paralelo recto, arranque en cuña simple y arranque cuña doble. Este artículo dice que se logro un buen trabajo con los tres métodos de arranque siendo el arranque paralelo el más eficiente. El corte con perforaciones paralelas rectas presenta un buen efecto de voladura, mientras que los métodos de cuña simple y doble generan un tamaño uniforme de los fragmentos de roca, esto favorece a la extracción. Además destaca que la velocidad de vibración, cantidad de explosivos está el método del arranque para una salida adecuada de voladura.

Vishwakarma et al (2020) en el artículo de investigación titulada “Overbreak Control in Development Face Blasting of Underground Metal Mine – A Case Study”. Un artículo de CSIR-Central Institute of Mining and Fuel Research cuyo objetivo es reducir la sobreexcavación optimizando la energía explosiva. Para este fin se realizó ensayos experimentales y la revisión de los parámetros de diseño de la voladura y los accesorios usados en la voladura para hallar la causa de la sobreexcavación. Los tiempos de retardo se distribuyeron de acuerdo al análisis y diseño de voladura que son parte fundamental de la voladura. Concluyendo que la nueva malla de perforación se implementó adecuadamente y son éxito en la mina.

Mertuszka et al. (2020 en el artículo de investigación “Field Evaluation of Mine Blasting Efficiency” proponen evaluar los resultados de las operaciones unitarias de perforación y voladura analizando la velocidad de detonación (VOD) y el tamaño de la fragmentación. Destaca la VOD medida en el mismo lugar (in situ) con sistemas como MicroTrap (que está basa en la resistencia del cable) o ShotTrack (que está basada en reflectometría) es crucial para determinar la calidad del explosivo y predecir la zona de trituración alrededor de los taladros. Por medio de analisis y pruebas se demostró que las variables como el diámetro de la perforación y las condiciones geológicas adversan alteran de manera significativa la VOD y en consecuencia afecta la granulometría. Además, se emplearon software (Split Desktop, WipFrag) para analizar la granulometría del material volado comparando en arranques en paralelo y V. Los resultados obtenidos revelaron que el arranque paralelo genera mayor contenido de finos (<10 mm), mientras el corte en V genera mayor granulometría. Concluyendo que las mediciones de VOD y análisis de granulometría permite optimizar diseños de voladura, reducir costos y mejorar la eficiencia en proyectos mineros.

Mejía et al. (2021) en su trabajo de investigación titulada “Evaluación de las metodologías holmberg y konya en la mina grumintor de una malla de perforación y voladura” en este trabajo se analizaron los métodos de voladura de Holmber y Konya en la mina Gruminor con el objeto de remplazar la malla de perforación actual. Se analizó la malla de perforación, las propiedades del explosivo y se hizo un mapeo geológico con el fin de clasificar el macizo rocoso de la mina y estos se analizaron usando diferentes softwars con el fin de diseñar una nueva malla de perforacióny aplicar a las labores mineras.

Salehi et al.(2024) dice en su artículo de investigación titulada “Investigation of the specific charge variations in determining the optimal methods for drilling and blasting of tunnels” se comparo y selecciono mallas de voladura optimos para esto se usaron dos parámetros voladura y carga especifica. Se emplean dos sustancias explosivas, incluyendo el nitrato de amonio (ANFO) y Amulet, para cargar los taladros ubicados en la sección transversal de los túneles con el fin de avanzar 3 metros. Además, la sección transversal de los túneles seleccionados es de 19, 28, 32, 40, 48, 50, 65 y 76 m² con formas de herradura, círculo y D. El diámetro del taladro es de 48 mm para el método noruego y 51 mm para los dos modelos de balance energético y el método sueco para compararlos. Se preparan un total de 160 diseños para tres tipos de roca: piedra caliza, arenisca y marga. Los resultados obtenidos para los dos parámetros de carga específica y perforación especial para el material rocoso seleccionado son completamente opuestos. Además, en los métodos suecos, según el Amulet, los valores de los parámetros calculados son cercanos al modelo de balance energético. Finalmente, de acuerdo con los parámetros geomecánicos de la roca, para el método sueco y el modelo de balance energético al cargar con explosivos Amulet, el modelo de balance energético y el método Holmberg-Persson son propuestos en el diseño óptimo para la perforación y voladura del túnel. Además, para el método noruego al cargar los agujeros con ANFO, el modelo de balance energético es anterior al método noruego. La cantidad de perforación de agujeros en diferentes partes del túnel es menor para el método sueco que para el método noruego y los modelos de balance energético.

Ortega et al. (2016) en su artículo de investigación titulada como “Modificación de las mallas de perforación de voladuras a partir del índice de esfuerzo geológico (GSI), caso mina “La Maruja”, Colombia” destaca la importancia de la caracterización del macizo rocoso con el fin de tomar decisiones acertada para el diseño de arranque y

sostenimientos de las labores. Se tomo la clasificación GSI y esto ayudo a mejorar los ciclos de minado y redujo el consumo de explosivos. La tabla GSI se construyo en base a ensayos experimentales en voladuras de los paneles con distintas configuraciones geométricas de mallas de perforación que oscilan entre espaciamientos de 60x60cm y 80x80 cm; y su principal parámetro a garantizar es una granulometría máxima de 30 cm tras la voladura logrando reducir los costos en un 24,6%.

2.1.2 Nacionales

Belizario (2019) en su tesis titulada “OPTIMIZACIÓN DE MALLA DE PERFORACIÓN PARA LA REDUCCIÓN DE COSTOS DE VOLADURA EN LA MINA MARIBEL DE ORO “A”- PHOQUERA” esta investigación tiene como fin optimizar la malla de perforación para reducir los costos en la unidad minera además de un avance eficiente y una fragmentación adecuada para este fin se recolectaron datos del diseño de malla como el burden y espaciamiento, la carga explosiva y el avance lineal; para luego se realizar los cálculos y crear un nuevo y optimizado diseño de malla con el propósito de obtener el burden y espaciamiento el número de taladros, carga explosiva y un avance lineal eficiente quedando como resultado de la investigación se obtuvo 475.86 US\$/disparo en una primera etapa y 444.48 US\$/disparo con la malla optimizada.

Huincho (2022) en su tesis titulada “Optimización del proceso de perforación y voladura para mejorar la eficiencia de avance y controlar la sobrerotura en los frentes de avance de la unidad minera Cerro Lindo, Nexa Resources S. A. A.” que se analizó la operación unitaria de perforación y voladura con el objetivo de mejorar el avance y controlar la sobrerotura aplicando una metodología experimental llegando a una

mejora en la eficiencia de avance de 88.20% a 93.60% obteniendo un avance promedio de 4.85m por otra parte se redujo el porcentaje de sobrerotura de 14.90% a 8.70%.

Ticona (2024) en su tesis titulada “APLICACIÓN DEL MÉTODO DE HOLMBERG PARA LA OPTIMIZACIÓN DE LA MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN MINERÍA EN ROCAS DEL GRUPO PUCARÁ 2023” en este trabajo de investigación se analizó el modelo matemático de Holmbeg para optimizar la malla de perforación, factor carga y el avance. Para este fin se hizo estudio de campo como toma de datos, fotografías y cálculos matemáticos. Como resultado de esta investigación se obtuvo para una longitud de barra de 14 pies y 45 taladros se logró una mejora significativa obteniéndose lo siguiente: el avance por disparo de 3,34 m. mejorando en un 11 %, el factor de carga da 1,92 kg explosivo/m³ reduciendo en un 9 %, el factor de avance: 28,82 kg/m. con una mejora del 10 %, el costo de avance: \$ 104,61 por metro mejorando en un 12 %.

Poma et al (2020) en su artículo de investigación titulada “Drilling-and-Blasting Mesh Design for Underground Mining Using the Holmberg Method” evaluaron la optimización del diseño de malla de perforación y voladura mediante el método Holmberg, comparándolo con otros métodos convencionales. Utilizaron un enfoque experimental aplicado y correlacional, integrando parámetros geomecánicos como resistencia a compresión, densidad de explosivos y características del macizo rocoso. Los resultados demostraron que el método Holmberg alcanzó una eficiencia del 95%, reduciendo el tiempo de perforación y voladura a 2 horas (frente a 8 horas del método tradicional) y disminuyendo costos en un 31.5% (2143.85 soles vs. 2820.75 soles). Además, mediante simulaciones en Jk Simblast, evidenciaron que el método convencional genera una mala distribución energética. Concluyeron que el método Holmberg que considera índices de volatilidad y al ajustar las cargas explosivas,

optimiza la fragmentación, reduce demoras operativas y mejora la rentabilidad en proyectos mineros como son los entornos de la cordillera de los Andes peruanos.

Pomasoncco et al. (2022) Pomasoncco et al. (2022) en su trabajo de investigación titulada “Pre-split blasting design to reduce costs and improve safety in underground mining” evaluaron la técnica de precorte con el fin de minimizar la sobreexcavación y así mejorar la estabilidad de las labores subterráneas de la mina. Mediante un enfoque aplicado y simulaciones en JK Simblast se compararon diseños convencionales con un nuevo diseño optimizado que incluyó perforaciones vacías(de alivio) en el contorno, cargas explosivas desacopladas y secuencias de detonación optimizada y ajustada. Los resultados obtenidos con el método pre-corte redujo la sobre-excavación en un 60%-70%, mejoró la calidad del masiso rocoso en los contornos (reducción de daños en la corona de 0.5–0.6 m a 0.2–0.3 m) y disminuyó los costos de sostenimiento en un 16% (694.54 vs. 846.09 dólares). Además, la simulación ayudo a mostrar una distribución energética más controlada y menor velocidad de pico partícula (PPV) en el método pre-corte, preservando la integridad del macizo rocoso. Concluyeron que la combinación de parámetros geomecánicos, ajustes en mallas de perforación y selección de explosivos adaptados al tipo de roca (granodiorita en los Andes peruanos) optimiza la eficiencia operativa, reduce tiempos de limpieza y garantiza mayor seguridad en proyectos mineros complejos.

2.2 Bases teóricas

2.2.1 Sistema de monitoreo geotécnico

El sistema de monitoreo geotécnico en minería subterránea comprende el conjunto de herramientas, técnicas y procedimientos destinados a registrar, analizar y gestionar los parámetros del macizo rocoso y su comportamiento frente a las excavaciones. En minas como Yauricocha, donde se aplican métodos como el Sublevel Caving y Cut

and Fill, este sistema es vital para prevenir fallas estructurales, optimizar la voladura y controlar efectos adversos como la sobreexcavación y las vibraciones excesivas. La correcta interpretación de los datos geotécnicos permite mejorar la eficiencia operativa y aumentar la seguridad del personal.

2.2.1.1 Instrumentación geotécnica

La instrumentación geotécnica incluye dispositivos como extensómetros, piezómetros, celdas de carga y sismógrafos, utilizados para medir desplazamientos, presiones, vibraciones y otros parámetros del terreno. En Yauricocha, el uso del sismógrafo es esencial para registrar las vibraciones inducidas por la voladura, permitiendo evaluar la estabilidad de las labores subterráneas y verificar si los niveles de vibración se mantienen dentro de rangos aceptables. Esta información es crítica para relacionarla con variables como la sobreexcavación o la eficiencia de voladura.

2.2.1.2 Implementación de instrumentación geotécnica para monitoreo

La implementación de la instrumentación geotécnica implica la instalación, calibración y mantenimiento de los equipos, así como la recolección y análisis sistemático de datos. En la mina Yauricocha, donde se presentan condiciones geomecánicas variables clasificadas con los sistemas RMR y Q, esta implementación debe adaptarse a cada zona geológica específica. Aplicar una instrumentación adecuada permite vincular los resultados del monitoreo con indicadores operacionales como la fragmentación, avance por disparo y estabilidad post-voladura. Así, se pueden realizar ajustes en la malla de perforación para mejorar la eficiencia general del proceso de voladura.

Figura 1

Sismógrafo



Nota. Sismógrafo Gaia.

2.2.2 Fundamentos de perforación y voladura en minería subterránea

Hood & Roxborough (1992) afirma que:

En la gran mayoría de las operaciones mineras subterráneas no relacionadas con carbón, la excavación de roca se realiza mediante técnicas de perforación y voladura. Aproximadamente el 85% de los taladros perforados en minas subterráneas se producen con perforadoras por percusión convencionales. Una pequeña fracción de estos taladros se perfora con perforadoras de fondo (DTH). El resto, alrededor del 15%, se perfora con perforadoras rotativas de pequeño diámetro. La mayoría de estos taladros de diámetro reducido se realizan en minas de carbón para la colocación de pernos de techo. En minas a cielo abierto, la gran mayoría de la roca se excava mediante métodos de perforación y voladura. Las máquinas más utilizadas para perforar los taladros de voladura en estas minas son perforadoras rotativas de gran diámetro. (p. 696)

Rostami & Hambley (2011) dice que:

La perforación es una operación unitaria crucial en la minería. Se requiere para diversas actividades mineras o relacionadas, como voladuras, instalación

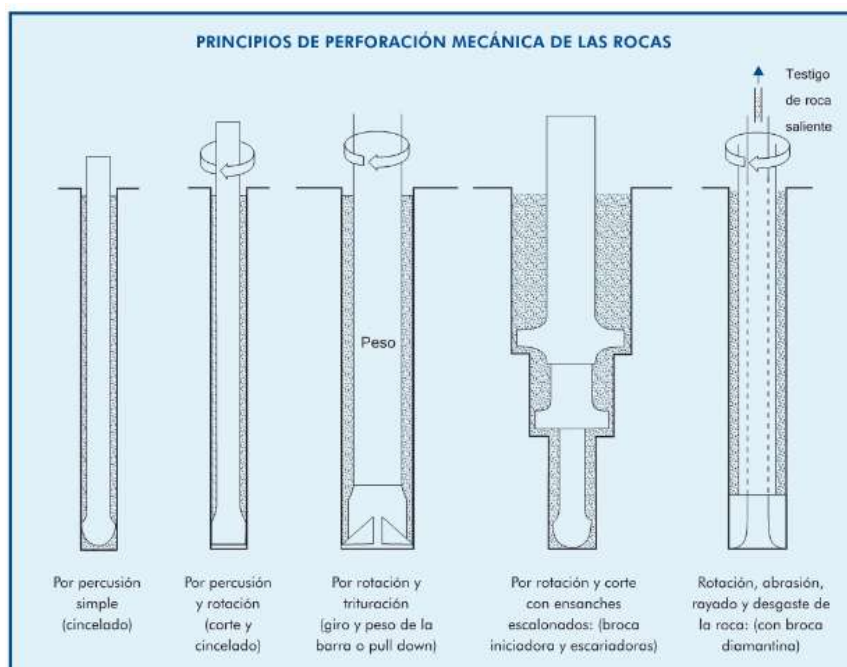
de sostenimiento, colocación de servicios públicos, desagüe, exploración y mucho más. El término perforación se aplica generalmente a taladros de diámetro pequeño, con excepciones como la perforación de piques y chimeneas, donde se crean excavaciones más grandes mediante máquinas especiales, incluyendo los cluster drills.

(...) La mayoría de los taladros perforados para producción minera son taladros de voladura para explosivos. (p. 435)

EXSA (2019) explica que: “La perforación es la primera operación en la preparación de una voladura. Su propósito es el de abrir en la roca huecos cilíndricos destinados a alojar al explosivo y sus accesorios iniciadores, denominados taladros, barrenos, hoyos o blast holes.” (p. 127)

Figura 2

Principios de perforación mecánica de las rocas



Nota. Tomada de Manual práctico de voladura(p. 129), EXSA, 2015.

2.2.3 Tipos de perforación

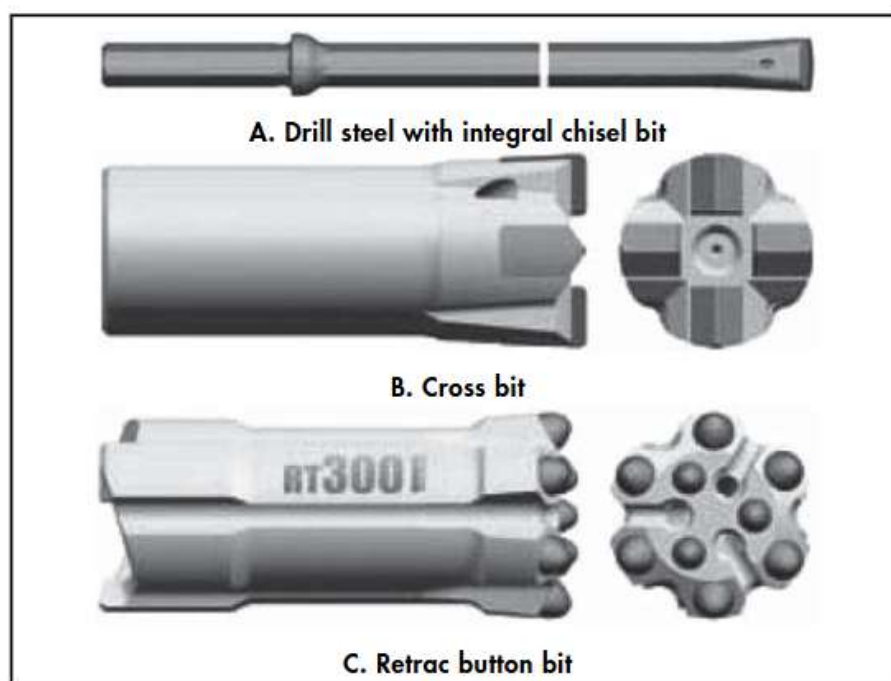
En el campo de la minería la perforación de taladros se ejecuta mediante dos métodos principalmente.

2.2.3.1 Perforación percutiva

- Con tamaño de taladros pequeños (diámetros hasta 150 mm [6 pulgadas]), el impacto y la rotación de la broca para fracturar la roca se transmiten desde el martillo en cabeza (top hammer) hacia la broca a través de una varilla o una sarta de perforación.
- Con tamaños de taladros más grandes (diámetros de 75 mm a 508 mm [3 a 20 pulgadas]), el martillo se ubica en el fondo del taladro (DTH, por sus siglas en inglés) o en el interior del agujero (ITH, por sus siglas en inglés) justo encima de la broca, y el impacto se transmite directamente a la broca.

Figura 3

Brocas de perforación percusiva de martillo en cabeza



Nota. Tomada de SME Mining Engineering Handbook (p. 436), P. Darling, 2011, Society for Mining, Metallurgy and Exploration.

Figura 4

Cabeza de perforación múltiple.



Nota. Tomada de SME Mining Engineering Handbook (p. 436), P. Darling, 2011, Society for Mining, Metallurgy and Exploration.

Figura 5

Vista seccionada de un martillo de fondo (DTH) y la broca.



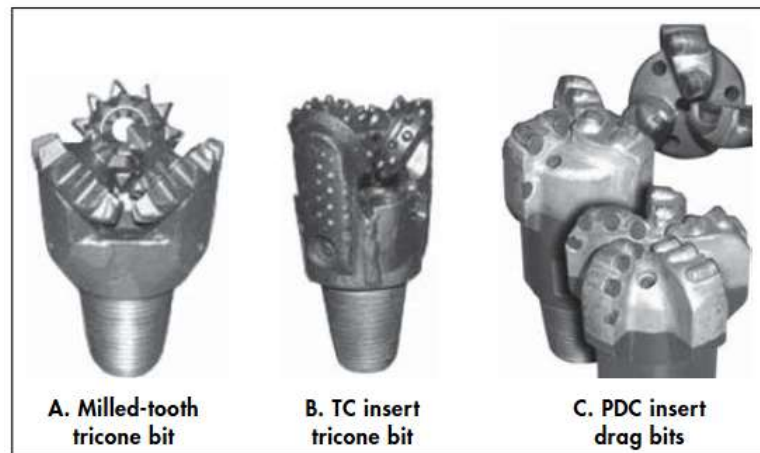
Nota. Tomada de SME Mining Engineering Handbook (p. 436), P. Darling, 2011, Society for Mining, Metallurgy and Exploration.

2.2.3.2 Perforación rotatoria

- Se utilizan brocas de arrastre (drag bits) para taladros de 75–250 mm (3–10 pulgadas) en rocas suave.
- Se utilizan brocas tricónicas para taladros de 75–300 mm (3–12 pulgadas) en rocas medianas y duras.
- Se utilizan brocas de rodillos más grandes para taladros mayores de 300 mm (12 pulgadas).

Figura 6

Tres tipos de brocas rotativas



Nota. Tomada de SME Mining Engineering Handbook (p. 436), P. Darling, 2011, Society for Mining, Metallurgy and Exploration.

Un tercer método de perforación, la perforación por chorro (jet piercing), que anteriormente se utilizaba para perforar taladros de voladura en taconitas y otras rocas muy duras y abrasivas, ha sido en gran medida reemplazado por la perforación rotatoria con brocas tricónicas con botones de carburo de tungsteno (TC).

2.2.4 Desarrollo de labores con pendiente

Tuck (2011) opina que una labor con pendiente puede ser un inclinado en términos generales, para evitar confusiones se clasifican en dos que son las rampas positivas, con pendiente ascendente (de una labor inferior a otra superior), y las rampas negativas, con pendiente descendente (de una labor superior a una inferior). El propósito de labores inclinados es acceder al cuerpo del mineral y servir como rutas de acceso y acarreo.

En minería metálica subterránea las pendientes de las labores pueden ser de 1 a 7 (14%) y puede haber con mayor pendiente ya que los camiones subterráneos se siguen desarrollando para dar mayor potencia.

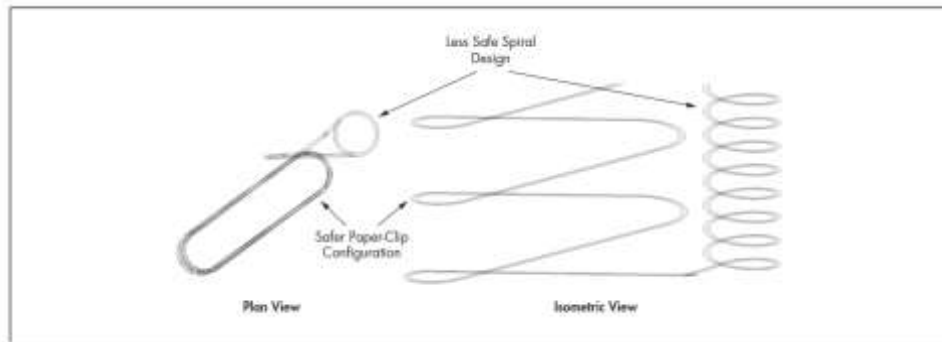
Las labores inclinadas se ejecutan de y se sostienen de manera similar que los túneles horizontales con especial atención en las cunetas.

Smith & hambley (2023) dice que:

Una rampa es una galería inclinada o declinada excavada desde la superficie para acceder al área minera del cuerpo mineral. Generalmente, las rampas tienen un gradiente máximo del 15% para acceder a las áreas de producción de manera rápida y segura. Pendientes más pronunciadas son más difíciles de excavar y reducen la eficacia de operación de los equipos. Los equipos estándar con neumáticos de goma comienzan a perder tracción, muestran mayor desgaste del motor y requieren mayores distancias de frenado con pendientes superiores al 15%. En minas de alta tonelaje que dependen del acarreo con camiones hacia la superficie, se diseñan rampas con un gradiente máximo del 12% para optimizar la velocidad de los camiones y el mantenimiento de la flota. Típicamente, el área de sección transversal y la alineación horizontal (radio de curvatura) de una rampa de acceso se diseñan para el equipo más grande previsto, tanto para el desarrollo inicial de la rampa como para las operaciones de producción. Una rampa de acceso debe acomodar servicios y tener suficiente área de sección transversal para permitir el paso de equipos estacionarios de gran tamaño (por ejemplo, componentes de trituradoras, ventiladores, bombas, subestaciones eléctricas), proporcionar ventilación para el funcionamiento seguro del personal. (p. 157)

Figura 7

Dos diseños diferentes de rampas: configuraciones en forma de clip y espiral



Nota. Tomado de SME Underground Mining Handbook (57), P. Darling, 2023, Society for Mining, Metallurgy and Exploration.

2.2.5 Excavación de Galería

Tuck (2011) opina que las galerías se deben construir en lo posible en terreno más competente. El tamaño de la galería se determina con las funciones que cumple como acceso, ventilación, tamaño de los equipos, acarreo, etc.

En la minería subterránea las galerías pequeñas son de 2 x 2 m, las medianas de 10–25 m² y las galerías grandes de 25 – 40 m². Este ultimo es usado en minería subterránea a gran escala donde no se usa equipos con rieles. Las formas más comunes de son cuadrada, rectangular, y abovedada (en forma de baúl). Los techos de forma de baúl tiene una mejor resistencia que las cuadradas y rectangulares; se utiliza principalmente para labores permanentes. Las galerías de forma cuadrada y rectangular se usan en terrenos competentes y en labores temporales. Para construir las galerías existen dos métodos: el tradicional perforación y voladura, y los métodos mecanizados (como los TBM).

Figura 8

Equipo de perforación Jumbo.



Nota. Tomada de Underground Mining, a global review of methods and practices (p. 67), Atlas Copco, 2014, Atlas Copco Rock Drills AB.

2.2.6 Parámetros en el diseño de voladuras subterránea

En este trabajo hablaremos sobre voladura en túneles, existen varios autores y enfoques distintos.

FAMESA (2019) explica que:

Las voladuras en túneles y galerías se caracterizan por no existir, inicialmente, una superficie libre de salida salvo el propio frente de ataque. El principio de ejecución se basa en crear un hueco libre con los taladros del corte y contracorte hacia el cual rompen las cargas restantes de la sección. Dicho hueco tiene, generalmente, una superficie de 1m^2 a 2m^2 , aunque con diámetros de perforación grandes se alcanzan hasta los 4m^2 . En los cortes en abanico, los taladros del corte y contracorte llegan a cubrir la mayor parte de la sección. (p. 290)

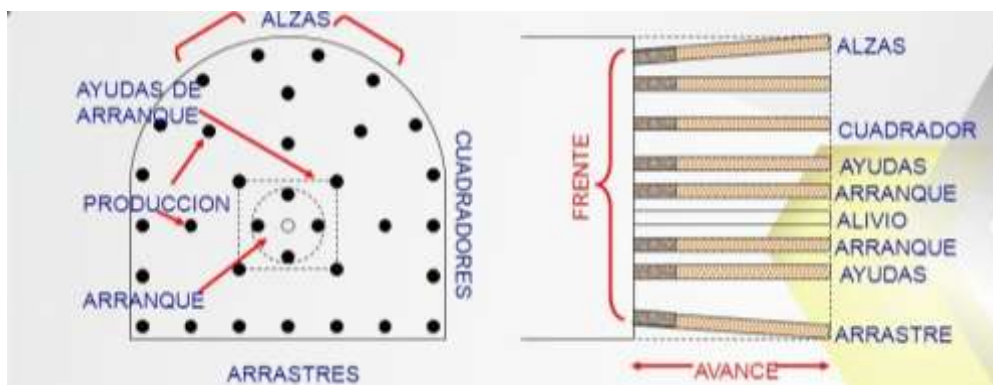
Según el manual de EXSA (2015) a nomenclatura o denominación de los taladros son los siguientes:

- Arranque o cueles
- Ayudas
- Cuadradores
- Alzas o techos
- Arrastre o pisos

Cada taladro cumple una función específica.

Figura 9

Nomenclatura de los tipos de taladro que existen en la minería subterránea.



2.2.6.1 Arranque

EXSA (2015) explica que el principio de la voladura en tunes es abrir una cavidad inicial (generalmente en el centro de la sección) llamada corte, cuele o arranque con el fin de crear una segunda cara libre para facilitar la salida de los disparos siguientes que ya se asemejan a la voladura en banco. Los métodos de corte son cortes en diagonal o cortes en ángulo y cortes con taladro en paralelo.

Los cortes en diagonal se pueden clasificar en tres grupos:

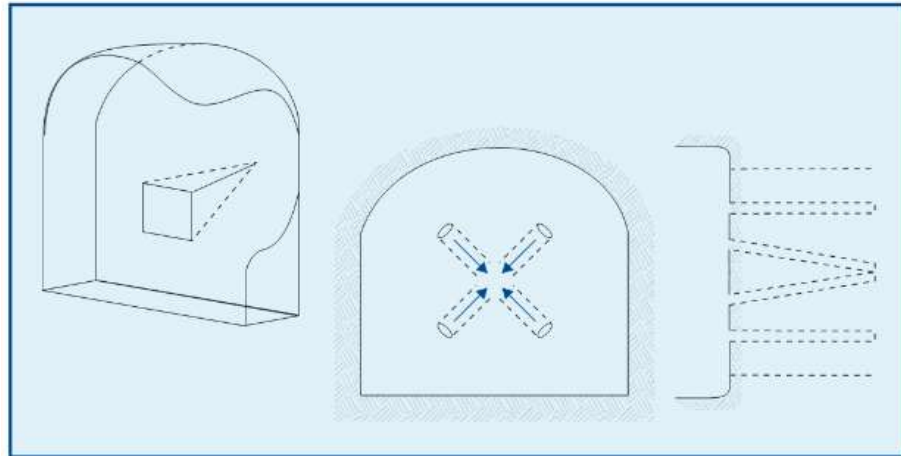
1. Corte en cuña de ejecución vertical (wedge cut), corte en cuña de ejecución horizontal ("v" o "w") y corte piramidal. En los tres casos, los taladros son convergentes hacia un eje o hacia un punto al fondo de la galería a perforar.
2. Corte en abanico (fan cut) con diferentes variantes. En este caso, los taladros son divergentes respecto al fondo de la galería.

3. Cortes combinados de cuña y abanico o paralelo y abanico.

Figura

Figura 10

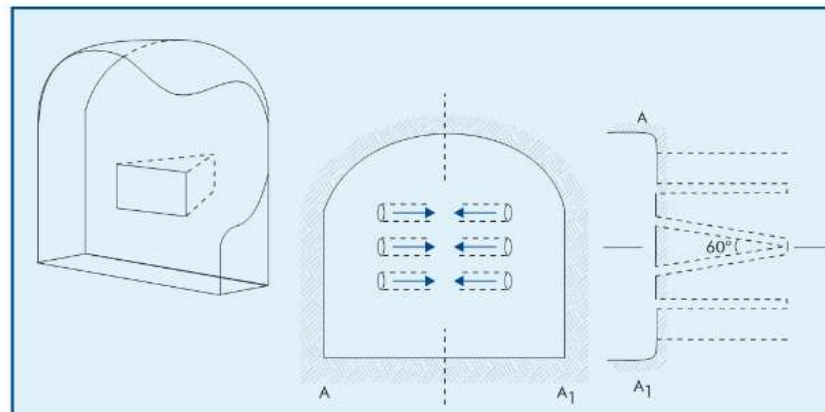
Corte en diamante



Nota. Tomada de Manual práctico de voladura (p. 196), Exsa, 2015.

Figura 11

Corte en v.



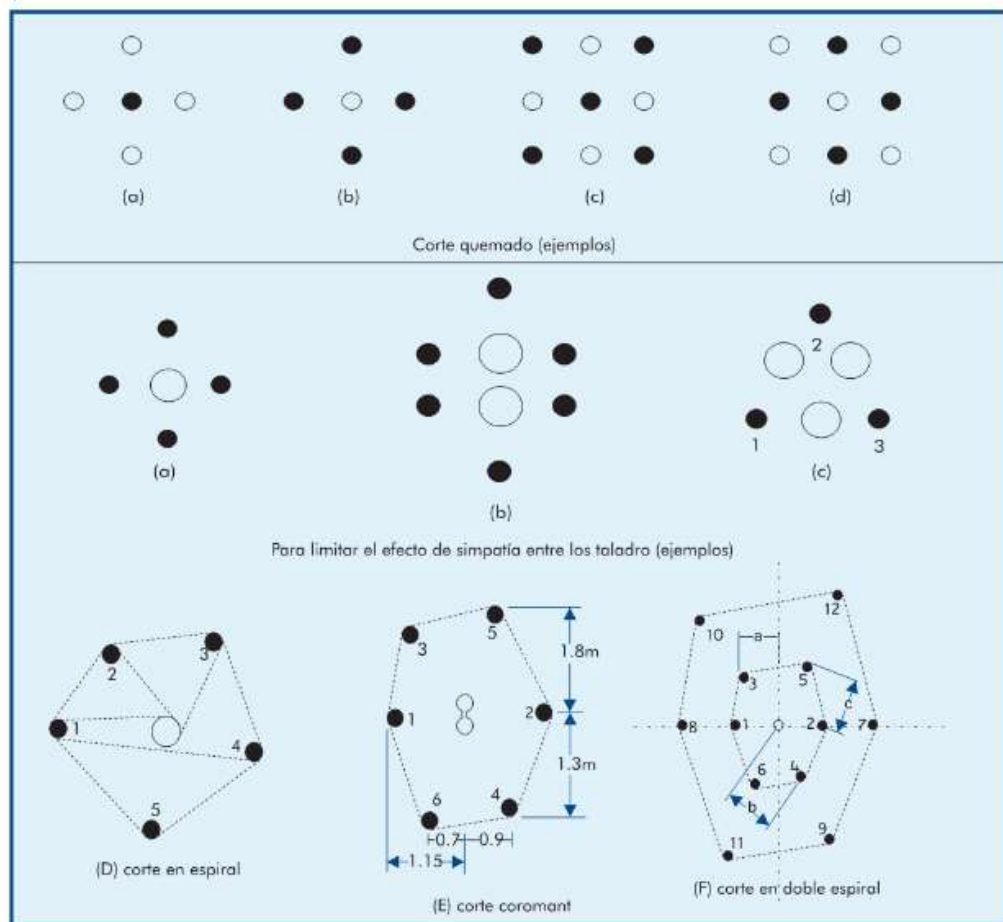
Nota. Tomada de Manual práctico de voladura (p. 197), Exsa, 2015.

Los cortes en paralelo se clarifican en:

1. Corte quemado.
2. Corte cilíndrico con taladros de alivio.
3. Corte escalonado por tajadas horizontales.

Figura 12

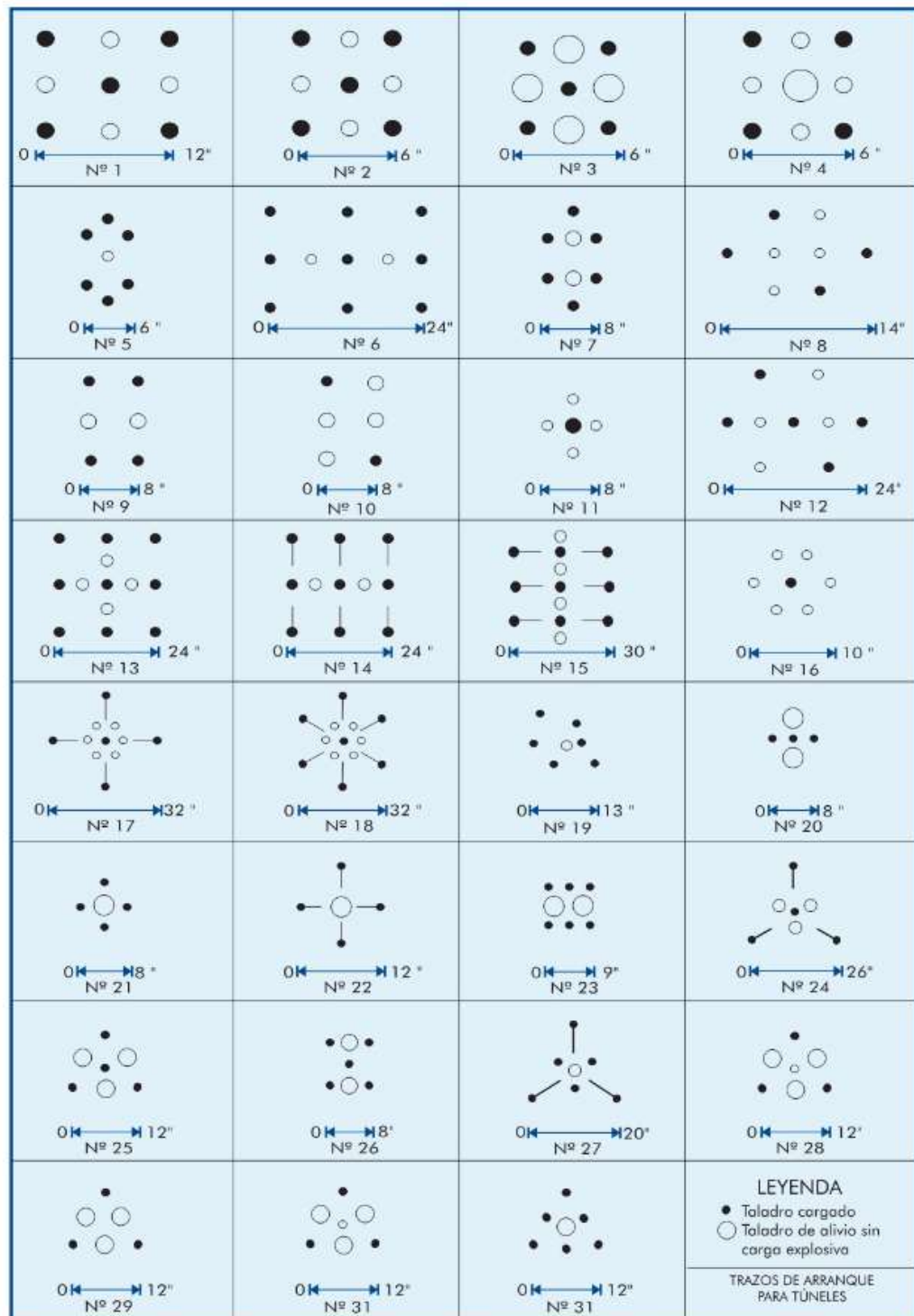
Cortes en paralelo



Nota. Tomada de Manual práctico de voladura (p. 200), Exsa, 2015.

Figura 13

Arranques para túneles

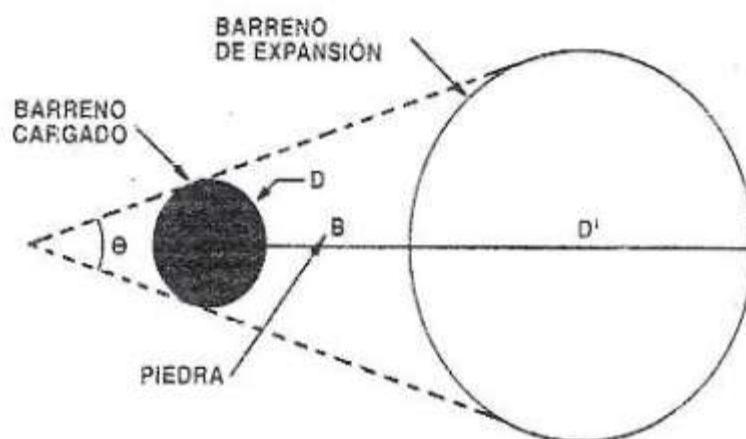


Nota. Tomada de Manual práctico de voladura (p. 202), Exsa, 2015.

FAMESA (2019) enfatiza en los taladros de expansión que no es otro que el taladro de alivio. Cuando se disparan los arranques los taladros de alivio van a actuar como “caras libres” y podemos tener inconvenientes ya que la roca circundante esta intacto, no tiene fisuras más que sus fisuras naturales esto puede llevar a fallas en el arranque, adicionalmente el taladro de alivio siempre que tenga un diámetro menor a 200 mm actúa como cara libre la desventaja de esto es que tiene un área pequeña y por ende una forma desfavorable.

Figura 14

Ángulo del cráter θ producido por un taladro del corte cargado frente al taladro de expansión.



Nota. Tomada de Manual de perforación y Voladura (p. 292), Famesa, 2019.

FAMESA (2019) también explica que:

Así, para un taladro de expansión de 200 mm, el mayor ángulo de cráter posible para un taladro cargado de 40 mm es tan solo de 30°, cuando la dimensión del burden se hace de 190 mm. Esto explica que los primeros taladros de los cortes que se dispara estén localizados a menos de 200 mm de los taladros vacíos. Burdens mayores que esa dimensión tienden a causar un simple estriado (rifling) de los taladros y/o dislocaciones sobre los otros

taladros adyacentes. Por todo ello, un error en la perforación en subterráneo tiene un efecto mucho mayor en comparación con cualquier error cometido en otro trabajo de perforación, como el que se realiza en el tajo abierto. (p. 292)

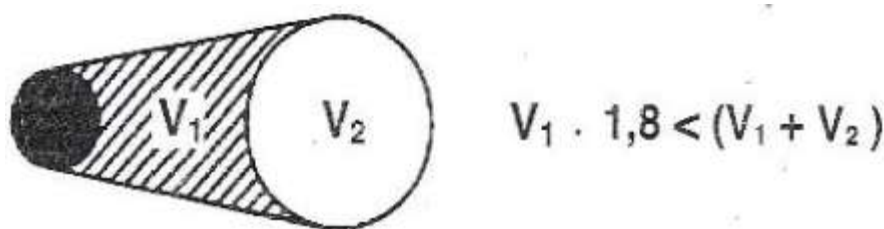
La profundidad de los taladros de alivio es igual de los otros taladros pero se ha demostrado que con profundidades adicionales de 15 a 30 cm se tiene un mejor resultado.

Para FAMESA (2019) los cortes cilíndricos de diámetro mayor en comparación con los cortes quemados son mucho más ventajosos porque son adecuados para perforar con jumbos, se consiguen buenos avances, la proyección del material volado es menor que los cortes en V, esto ayuda a la limpieza de la labor y se obtiene una buena fragmentación.

La roca que se va arrancar con la voladura de arranque se va expandir, aumentar de volumen hasta en un 80%, por esto es que los taladros de alivio de diámetro grande que actúa como cara libre ayuda a expulsar la roca para seguir adecuadamente con la secuencia de la voladura. Cuanto más grande el taladro de alivio trabajara mejor, pero esto no es posible por temas de que los equipos de perforación tienen un diámetro que no pueden exceder.

Figura 15

Requerimiento del volumen de expansión.



Nota. Tomada de Manual de perforación y Voladura (p. 298), Famesa, 2019.

La distancia entre el taladro cargado y los taladros de alivio debe estar en el rango de $1.5 D_2$ a $1.7 D_2$ siendo el D_2 el diámetro del taladro de alivio, este rango se ajusta dependiendo de las condiciones de la roca.

Se debe tener consideración a la hora de cargar los taladros del arranque, ya que con baja carga no genera no puede romper la roca y por lo contrario con carga excesiva puede dar lugar a un lanzamiento muy energético de la roca fragmentada hacia el lado opuesto del taladro de alivio, a tal velocidad, que esta se recompacta y no se expulsa a través del taladro de alivio reduciendo el avance. La carga de los taladros de arranque está dada por la siguiente formula.

$$q_1 = 55D_1 \left(\frac{a}{D_2} \right)^{1.5} \cdot \left(a - \frac{D_2}{2} \right) \cdot \left(\frac{c}{0.4} \right) \cdot \frac{1}{PRP_{ANFO}}$$

Donde:

q_1 = Concentración lineal de carga (kg/m)

D_1 = Diámetro de perforación (m)

D_2 = Diámetro del taladro del alivio (m)

a = Distancia entre taladros

c = Constante de la roca

PRP = Potencia relativa en peso del explosivo referida al ANFO.

El avance se puede dar hasta en un 95 % de la longitud de perforación y la longitud de perforación esta da por la siguiente formula.

$$L = 0.15 + 34.1D_2 - 39.4D_2^2$$

Donde:

D_2 = Diámetro del taladro vacío (m), siempre que se cumpla

$0.05 \leq D_2 \leq 0.25\text{m}$.

2.2.6.2 Ayudas

Las ayudas se pueden definir como las secciones que quedan después de la ejecución de arranque.

Una vez que se ejecutó correctamente el arranque la voladura se va ejecutar por secciones que generalmente son 4, el número de secciones se puede calcular sacando la raíz cuadrada de avance.

Después de la primera sección la voladura ya toma una forma similar a la voladura de superficie (Open Pit) y se habla del concepto de burden, en este caso el burden se define como la distancia entre el taladro cargado y una cara libre.

Según FAMESA (2019) se calcula con la siguiente tabla.

Tabla 2

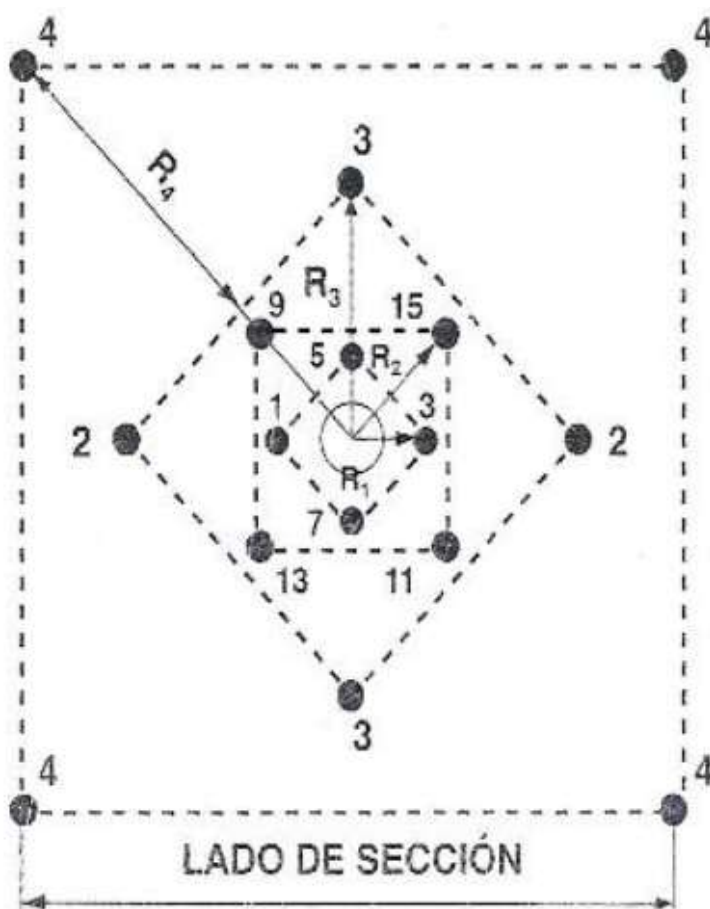
Cálculos simplificados

Sección	1	2	3	4
a	1.50 D	2.12 D	4.50 D	9.54 D
R	1.50 D	3.18 D	6.75 D	14.31 D
SC	2.12 D	4.50 D	9.54 D	20.23 D
T	1.50 D	1.06 D	2.25 D	4.77 D
COMPROBACIÓN	$SC \geq \sqrt{X}$	$SC \geq \sqrt{X}$	$SC \geq \sqrt{X}$	$SC \geq \sqrt{X}$

Nota. Tomada de Manual de perforación y Voladura (p. 296), Famesa, 2019.

Figura 16

Distancia entre taladros de corte.

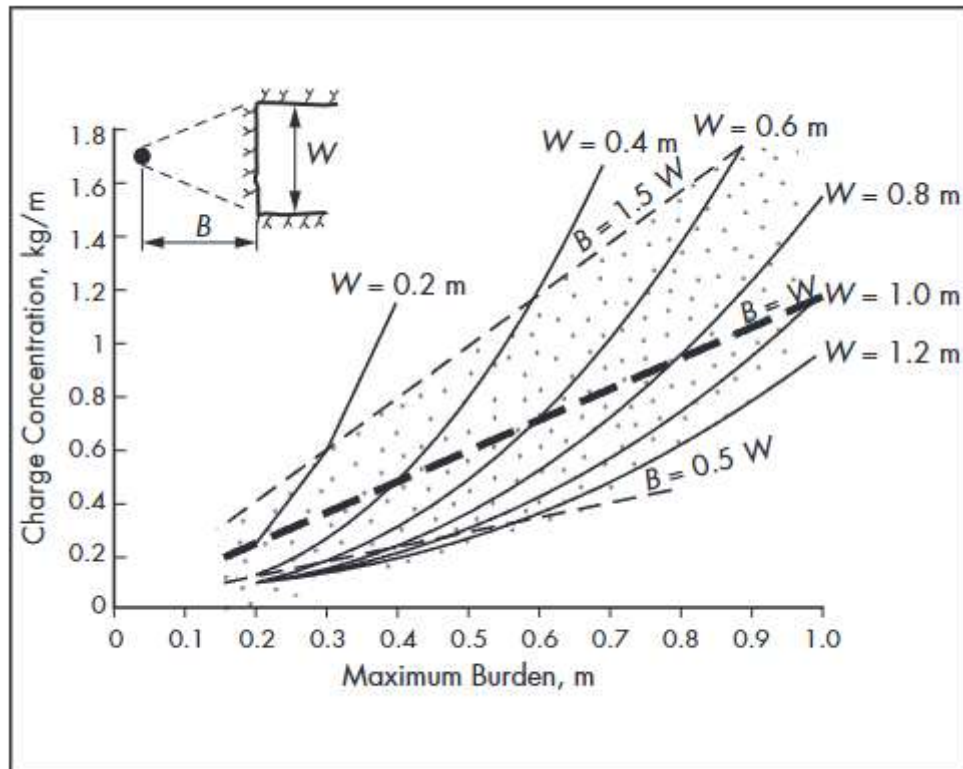


Nota. Tomada de Manual de perforación y Voladura (p. 296), Famesa, 2019.

La carga (kilogramo de explosivos por metro) de estos taladros está definida por la siguiente tabla, que muestra la concentración mínima de carga requerida en función del burden máximo para diferentes longitudes de cara libre.

Figura 17

Concentración mínima requerida de carga y burden máximo para diferentes anchos de abertura.



Nota. Tomado de SME Underground Mining Handbook (482), P. Darling, 2023, Society for Mining, Metallurgy and Exploration.

Tanto EXSA (2015), FAMESA (2019) y Darling (2023) basan su diseño en esta geometría que a su vez está basado en el modelo de Persson et al (1994) quien uno de los coautores es Roger Holmberg, quien es más conocido en la literatura minera.

2.2.6.3 Ayudas

Las ayudas como tal son diferentes secciones de se genera después de la ejecución del arranque.

2.2.6.4 Cuadradores

También conocido como “pared” son los taladros laterales que forman el túnel.

2.2.6.5 Alzas o techos

EXSA (2015) dice: “Son los que forman el techo o bóveda del túnel, también se les denominan taladros de la corona” (p. 204)

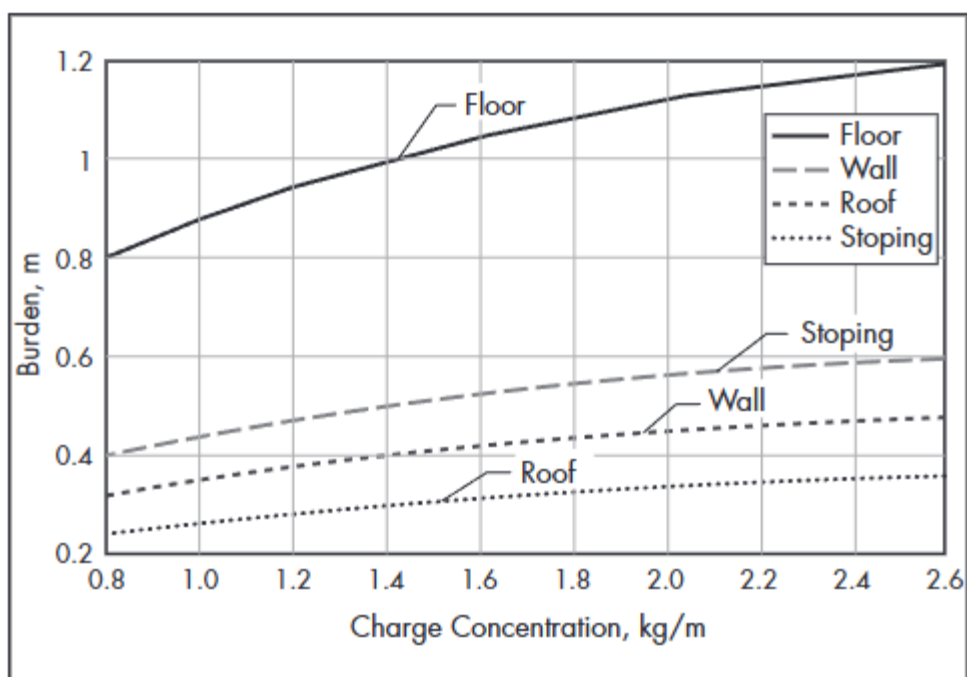
2.2.6.6 Arrastre o pisos

Son los que corresponden al piso del túnel o galería; se disparan al final de toda la ronda.

La concentración de carga recomendada de los taladros cuadradores, techo y piso se muestran en la siguiente figura.

Figura 18

Concentración de carga y burden para barrenos de voladura en frente.



Nota. Tomado de SME Underground Mining Handbook (483), P. Darling, 2023, Society for Mining, Metallurgy and Exploration.

El burden de esta figura es calcula con la ecuación de Langefors – Kihlström y el burden máximo de la voladura subterránea se da por:

$$B = 0.9 \times \left(\frac{q \times RWS_e}{c_b \times f \times K_s} \right)^{0.5}$$

Donde:

B = burden máximo (distancia mínima), en metros (m).

q = concentración de carga, (kg/m).

RWS_e = resistencia relativa por peso del explosivo (explosive relative weight strength).

c_b = constante de la roca, en kilogramos por metro cúbico (kg/m³), con rango 0.35–0.55 (valor típico = 0.45).

f = factor de fijación (fixation factor), se asume igual a 1.

K_s = relación máxima espaciamiento-burden (spacing-to-burden ratio), se asume igual a 1 (típicamente 1–2).

El burden B para una carga totalmente acoplada mediante el método de energía Ash modificado es:

$$B = 0.9 \times 25 \times D_h \times \left(\frac{SG_{R-ref}}{SG_r} \times \frac{SG_e \times RWS_e}{SG_{ANFO}} \right)^{0.5}$$

Donde:

B = carga, en metros (m)

D_h = diámetro del barreno, en metros (m)

SG_r = gravedad específica de la roca

SG_{R-ref} = gravedad específica de referencia de la roca, 2.65

SG_e = gravedad específica del explosivo

SG_{ANFO} = gravedad específica del explosivo de referencia ANFO, 0.82

RWS_e = resistencia relativa por peso del explosivo

Una vez calculada el burden con las ecuaciones anteriores se puede tomar como referencia para los burdens y espaciamentos de los cuadradores, piso y techo con la siguiente tabla.

Tabla 3

Relaciones recomendadas de burden y espaciamiento

Ubicación	Burden (m)	Espaciamiento (m)	Taco (m)
Piso	B	$1.1 \times B$	$0.2 \times B$
Pared	$0.9 \times B$	$1.1 \times B$	$0.5 \times B$
Techo o cuadradores	$0.9 \times B$	$1.1 \times B$	$0.5 \times B$

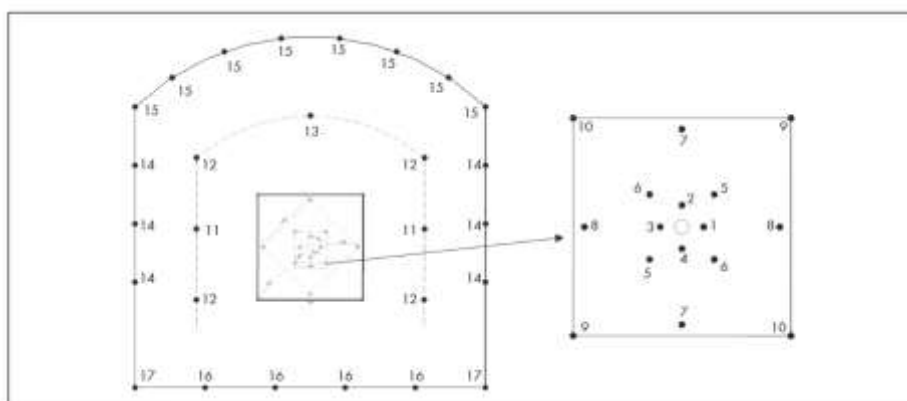
Nota. Tomado de SME Underground Mining Handbook (483), P. Darling, 2023, Society for Mining, Metallurgy and Exploration.

2.2.7 Secuencia de iniciación

La secuencia de salida de la voladura debe ser progresivo de tal forma que se beneficie con la cara libre que se genera. Esto significa que el tiempo de salida tiene que ser menor en el arranque aumentando progresivamente hasta el taladro del piso, que es que dispara al último.

Figura 19

Ejemplo de secuencia de salida.



Nota. Tomado de SME Underground Mining Handbook (492), P. Darling, 2023, Society for Mining, Metallurgy and Exploration.

2.2.8 Eficiencia de voladura

La eficiencia de la voladura es un indicador que mide el grado de fragmentación de la roca, avance y control de sobrerotura de la labor facilitando la extracción el mineral, reduciendo costos adicionalmente contribuyendo a la seguridad y rentabilidad de las operaciones mineras. Los factores mas significativos que influyen en la eficiencia de la voladura son el diseño de la malla de perforación, tipo de explosivo usado, condiciones geomecánicas del macizo rocoso e iniciación y secuencia de salida de la voladura.

2.2.8.1 Fragmentación

FAMESA (2019) dice: “El grado de fragmentación es un término genérico que se utiliza para definir la destitución granulométrica del material volado.” (p .433)

Para calcular la fragmentación no existe una formulo exacta, pero existen modelos numéricos, modelos empíricos o ingenieriles y modelos mecanísticos o fundamentales. Dentro de los modelos empíricos el más conocido y utilizado es el modelo de Kuz – Ram.

2.2.8.2 Kuz – Ram

Fue desarrollado por Kuznersov y Roma en los 70’s. Tiene un enfoque empírico que relaciona la carga explosiva y las características de la roca.

FAMESA (2019) explica que el modelo de Kuz – Ram consiste de 4 expresiones principalmente:

1. La curva de fragmentación o distribución de Rosin-Rammler: Que es una curva en la que intervienen dos parámetros: un tamaño característico de la tendencia central (X_{50}) y un índice de uniformidad para extenderla (n):

$$P(x) = 1 - e^{-\ln 2 \cdot \left(\frac{x}{X_{50}}\right)^n}$$

Donde:

$P(x)$ = Proporción del material que pasa la criba

x = Abertura de malla de la criba (cm)

X_{50} = Abertura de malla para que pase el 50% de material (cm)

n = Índice de uniformidad

Consecuente la fracción de la roca volada retenida en la criba puede expresarse como:

$$R = 1 - e^{-0.693 \cdot \left(\frac{X_{50}}{x}\right)^n}$$

2. Ecuación de Kuznetsov: Permite estimar el tamaño de la roca X_{50} en cm.

$$X_{50} = A \cdot Q_e^{\frac{1}{6}} \cdot \frac{1}{CE^{0.8}} \cdot \left(\frac{115}{S_{ANFO}}\right)^{\frac{19}{30}}$$

Donde:

A = factor de roca

Q_e = carga de explosivo del taladro

S_{ANFO} = potencia relativa en peso del explosivo respecto al ANFO

CE = consumo específico de explosivo (kg/m³)

3. Factor roca:

$$A = 0.06 \cdot (RMD + RDI + HF)$$

La siguiente tabla proporciona los valores de RMD, RDI y HF.

Tabla 4

Parámetros geomecánicos que determinan el factor de roca.

RMD (Descripción del Macizo Rocoso)	Calificación
Pulverulento/Friable	10
Diaclasado verticalmente	JF*

Masivo	50		
JPS (espaciamiento entre diaclasas verticales)			
<0,1 m	10		
0,1 m a MS	20		
MS* a DP*	50		
JPA (ángulo de los planos de las diaclasas)			
Buzamiento hacia fuera del frente	20		
Rumbo perpendicular al frente	30		
Buzamiento hacia el interior del frente	40		
RDI (Influencia de la densidad de la roca)			
RDI = 25 RD* - 50		RD, densidad de la roca (t/m ³)	
HF (factor de dureza (GPa))			
HF = E/3		Si E < 50	
HF = UCS*/5		Si E >= 50	
*		Significado	Unidad
MS o Xo		Dimensiones del sobretamaño	m
DP		Dimensión del esquema de perforación	m
E		Módulo de Young	GPa
UCS		Resistencia a compresión simple	MPa
JF (factor de diaclasas) = JPS + JPA			

Nota. Tomada de Manual de perforación y voladura (p. 435), Famesa, Famesa explosivos.

4. Índice de uniformidad: Se calcula a partir del diseño de voladura

$$n = \left(2.2 - 0.014 \cdot \frac{B}{D}\right) \cdot \sqrt{\left(1 - \frac{SD}{B}\right) \cdot \left(0.5 \cdot \left(1 + \frac{S}{B}\right)\right)^{0.5} \cdot \left(\frac{l_f - l_c}{l_{tot} + 0.1}\right)^{0.1} \cdot \left(\frac{l_{tot}}{H}\right)}$$

Donde:

B = Burden (m)

S = Espaciamiento

D = Diámetro del taladro (m)

l_f = Longitud de la carga de fondo (m)

l_c = Longitud de la carga de columna (m)

l_{tot} = Longitud total de carga

H = Altura de banco o profundidad del taladro (m)

SD = Desviación típica de la precisión de la perforación (m)

2.2.9 Avance efectivo

El avance efectivo es un indicador y se refiere al porcentaje de avance real respecto en cada voladura que normalmente está en un rango de 95%. Es fundamental para evaluar la eficiencia y productividad permitiendo conocer las oportunidades de mejora y optimización de perforación y voladura.

2.2.9.1 Factor potencia y Factor carga

El factor potencia y factor carga son indicadores que se usan en la minería y tiene enfoques distintos de uso.

Stebbins (2011) explica que el “powder factor” (factor pólvora), se calcula: “dividiendo kilogramos de explosivo por tonelada métrica volada”.(p.266)

FAMESA (2019) explica que: “Es la cantidad de explosivo necesario para fragmentar 1 m³ (factor carga) o 1 t (factor potencia)”. (p. 240)

EXSA (2015) dice: “Carga específica (CE) llamada también consumo específico o factor de carga (powder factor) . Es la cantidad de explosivos necesaria para fragmentar 1 m³ o yd³ de roca. Se expresa en kg / m³ o lb/yd³”. (p. 174)

En conclusión, para la minería peruana se usa:

$$F_c = \frac{\text{Peso de explosivo en kg}}{\text{Volumen de mineral en m}^3}$$

$$F_p = \frac{\text{Peso de explosivo en kg}}{\text{Peso del mineral en t}}$$

Factor potencia expresado en kg/t se sabe que siempre es menor a 1 adicionalmente los valores estándar en minería subterránea van de 0.4 a 0.6. A mayor sección del túnel, menor consumo de explosivo por metro cuadrado. Valores típicos en minería varían entre 0.3y 0.8 kg/m³ de roca.

CAPÍTULO III

III. MATERIALES Y MÉTODOS

3.1 Generalidades

Es una mina subterránea polimetálica que extrae plata, plomo, zinc, cobre y oro, con más de 70 años de producción continua desde 1948.

Figura 20

Mina Yauricocha



Nota. Tomada de Sierra Metals Inc.

Vista perfil de la mina Yauricocha.



La mina Yauricocha, ubicada en la provincia de Yauyos, departamento de Lima, Perú, es un yacimiento subterráneo polimetálico de gran relevancia en la industria minera, operado por Sierra Metals Inc., una compañía canadiense con enfoque en la producción de metales base y preciosos. Desde su inicio en 1948, ha mantenido una producción continua, consolidándose como la operación insignia de Sierra Metals, con más de 70 años de actividad ininterrumpida.

46

Figura 22

Ubicación de la Mina Yauricocha



Nota. Tomada de Sierra Metals Inc.

3.1.2 Accesibilidad

La mina Yauricocha se accede por vía terrestre, a través de rutas que están diseñadas y mantenidas de manera constante para garantizar la seguridad y eficiencia en el transporte del mineral. Estas rutas cuentan con características que permiten su óptimo funcionamiento, asegurando tiempos de transporte reducidos y la seguridad de las operaciones.

Tabla 5

Accesibilidad a la Mina Yauricocha

Ruta	Detalle	Tiempo Promedio (Horas)
Ruta 1	Lima-Cañete: 150 Km	6
	Cañetete-Yauricocha: 225 Km	
Ruta 2	Lima-La Oroya: 174 Km	7
	La Oroya-Huancayo: 124 Km	
	Huancayo-Yauricocha: 103 Km	

Nota. Elaboración propia.

3.1.3 Clima y vegetación

Debido a la alta altitud el clima es frío con temperaturas diurnas que alcanzan 10-15°C y nocturnas que caen bajo cero en especialmente en la temporada seca de mayo a agosto. La temporada húmeda de septiembre a marzo trae lluvias y nieve influenciada por los patrones orográficos de los Andes. La vegetación es limitada con especies adaptadas a grandes altitudes ichus y musgos, típicos de la región Puna, que soportan el frío y la baja presión atmosférica.

3.1.4 Geología

3.1.4.1 Geología regional

La geología regional de la zona abarca rocas desde el Jurásico superior hasta el Cretácico superior, reflejando la evolución tectónica andina. Los estratos más antiguos son pyroclásticos del Grupo Puente Piedra (Jurásico superior), sobrepuestos por shales

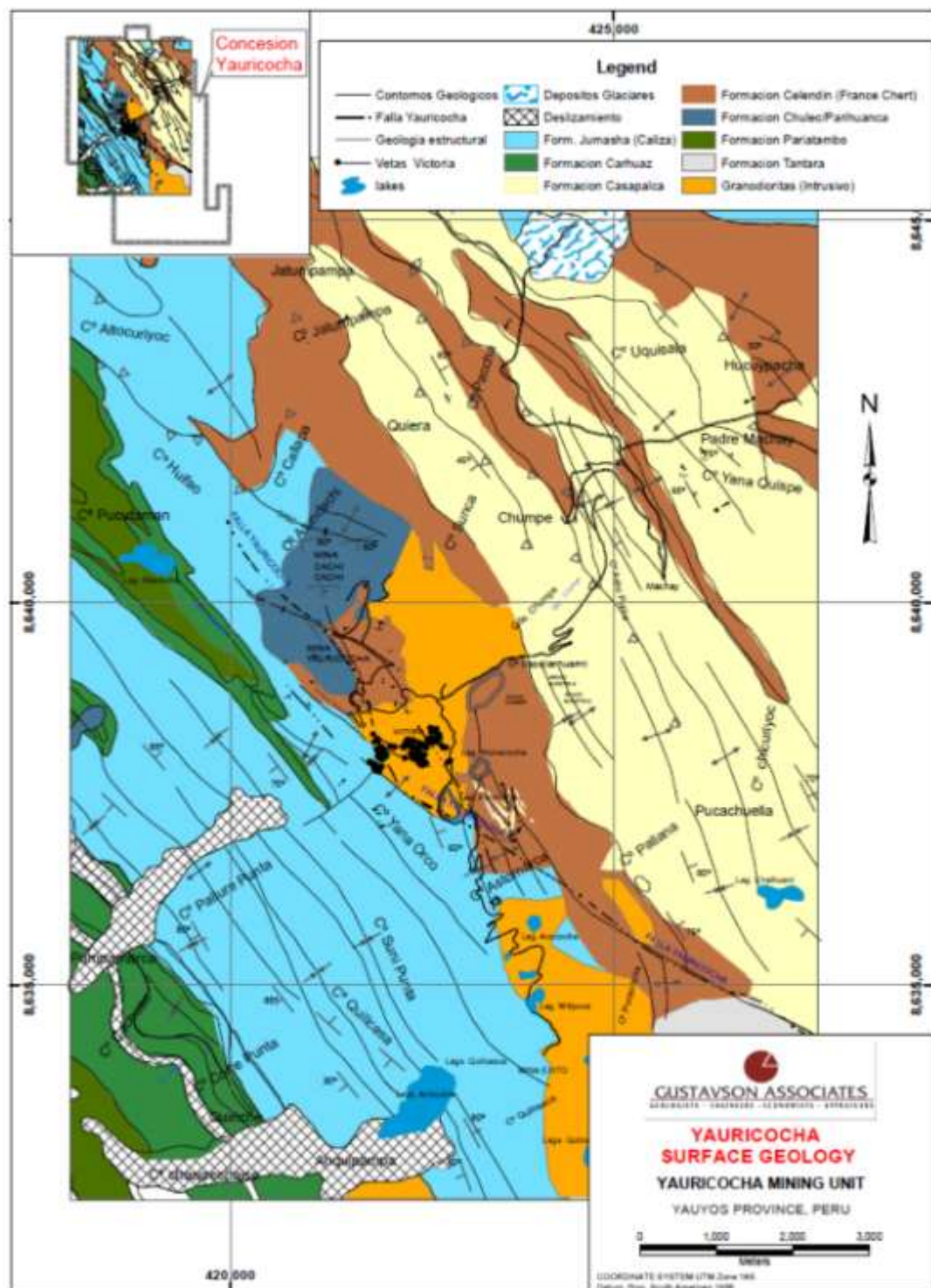
y quartzitas del Grupo Morro-Solar (Cretácico inferior). Siguen 1,000 metros de limestones de las formaciones Pamplona y Atocongo (Cretácico inferior a medio), y en el Cretácico medio y superior, la actividad volcánica depositó 1,500 metros de andesitas y pyroclásticos del Grupo Casma, el nivel estratigráfico más alto. Esta secuencia refleja la subducción de la placa Nazca, que elevó los Andes y facilitó la formación de depósitos minerales asociados.

3.1.4.2 Geología local

La geología local de Yauricocha se centra en limestones marinos del Cretácico, específicamente de las formaciones Pamplona y Atocongo, que hospedan la mineralización polimetálica. Los cuerpos minerales son principalmente sulfuros que han reemplazado complejos de arrecifes orgánicos. Un ejemplo es el cuerpo Catas, descrito en estudios de 1959, con un núcleo de pirita densa y masiva, separado de la roca hospedante por una zona de fragmentos de pirita en una matriz friable y arenosa. Las estructuras sedimentarias relicarias indican que la mineralización reemplazó el núcleo y el talus circundante de un complejo de arrecife orgánico, sugiriendo un control litológico fuerte en la distribución de los minerales.

Figura 23

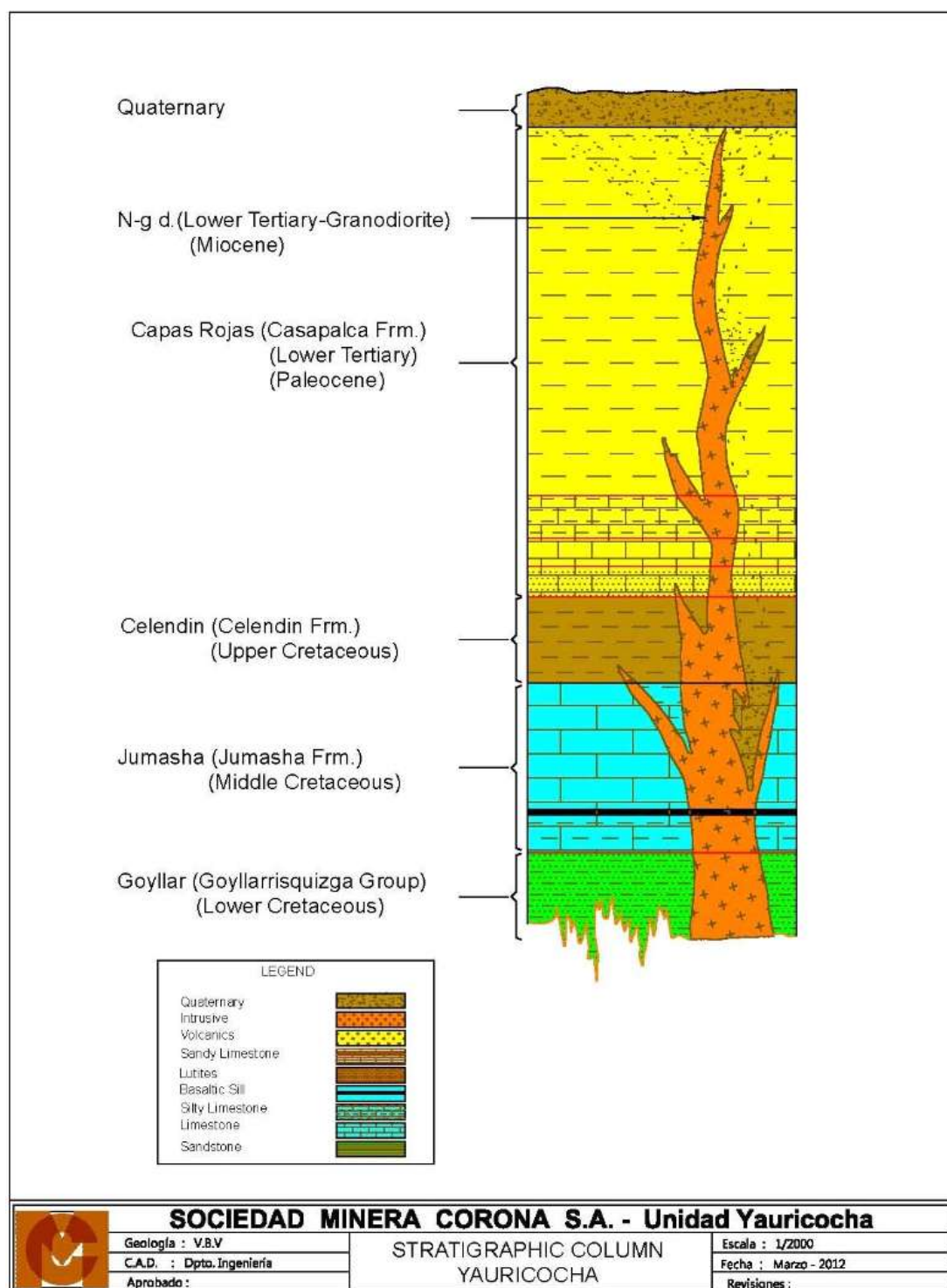
Geología local de la Mina Yauricocha



Nota. Tomada de Sierra Metals Inc.

Figura 24

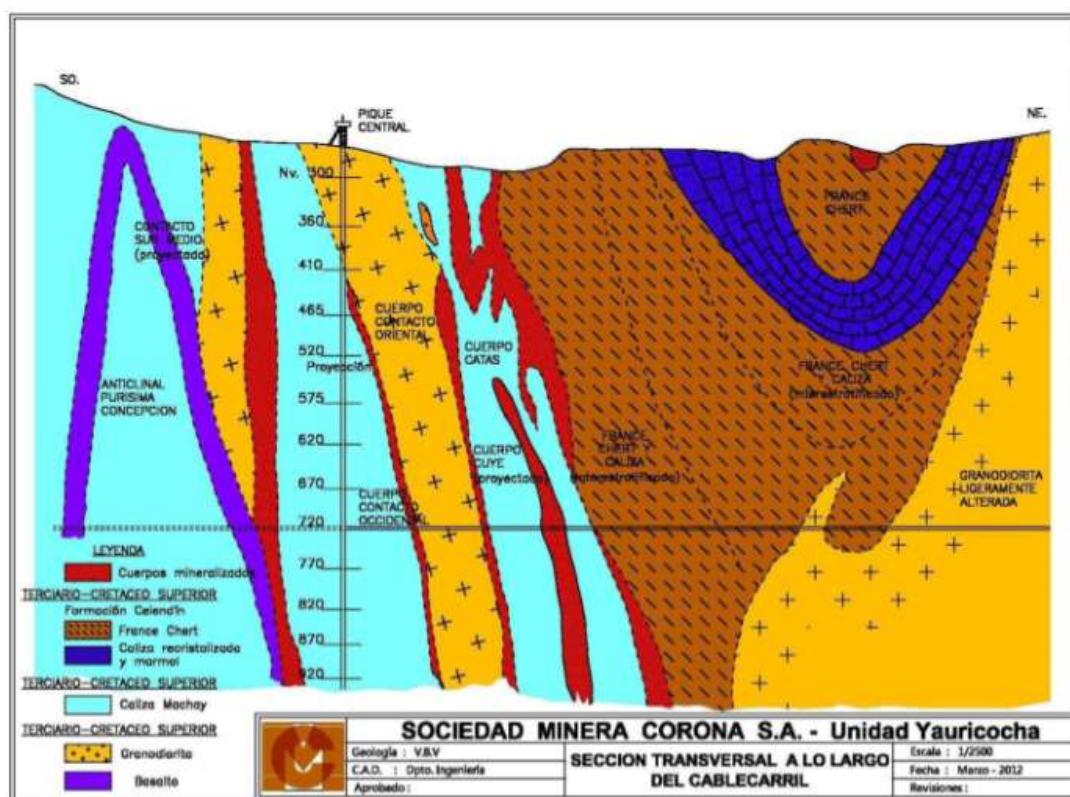
Columna estratifica de la Mina Yauricocha



Nota. Tomada de Sierra Metals Inc.

Figura 25

Sección transversal de la Mina Yauricocha



Nota. Tomada de Sierra Metals Inc.

3.1.4.3 Geología estructural

La geología estructural de la mina está marcada por la deformación asociada a la orogenia andina, que plegó y falló las rocas hospedantes. La mineralización se alinea con las estructuras de los complejos de arrecifes orgánicos dentro de los limestones, indicando que la permeabilidad de estos arrecifes facilitó la circulación de fluidos mineralizantes. Aunque los detalles específicos de fallas controladoras no están bien documentados, el contexto tectónico sugiere que fallas y fracturas regionales, producto de la subducción, probablemente actuaron como caminos para los fluidos hidrotermales, permitiendo la formación de los cuerpos minerales. La interacción entre

estas estructuras y la litología del arrecife es crucial para entender la distribución de los depósitos.

3.1.4.4 Geología económica

La geología económica de Yauricocha se caracteriza por sus recursos minerales medidos e indicados que se muestra en la figura.

Reporte de reservas y recursos de Yauricocha

Tabla 6

Reservas de minerales de la mina Yauricocha.



	Tons kt	Cu %	Zn %	Ag g/t	Au g/t	Pb %
Proven	1,114	0.86%	1.71%	28.22	0.39	0.24%
Probable	5,239	1.05%	1.85%	35.75	0.36	0.47%
Total Reserves	6,353	1.02%	1.83%	34.43	0.36	0.43%
Measured	1,946	1.37%	2.12%	40.35	0.56	0.48%
Indicated	8,429	1.29%	2.21%	42.73	0.47	0.56%
M&I	10,374	1.30%	2.19%	42.28	0.48	0.55%
Inferred	13,211	1.30%	1.69%	34.42	0.43	0.48%

Ownership	82% (92% Control)
Life of Mine (LOM) ²	M&I: 8 years Reserves: 5 years
Commodities	Silver, lead, zinc, copper, and gold
Operation	Underground mine: sub-level caving & cut and fill
Mill throughput Capacity	3,600 tpd 1.26M tpy ²
Concentrates	Copper, Zinc and Lead concentrates with gold and silver by-products
Deposit Type	High-temperature, carbonate-replacement deposit

Nota. Tomada de Sierra Metals Inc.

Los informes técnicos conforme a la norma NI 43-101 respecto a las estimaciones de recursos y reservas minerales se presentaron en SEDAR+ el 20 de junio de 2024. La fecha efectiva de la estimación de recursos minerales es el 31 de diciembre de 2023. Los Recursos Minerales incluyen las Reservas Minerales.

Figura 26

Plano de zonificación geomecánica del Cuerpo Esperanza

3.2 Base de la investigación

La Rampa 5516, ubicada en la zona II Esperanza de la Unidad de Acumulación Yauricocha, constituye una labor de desarrollo fundamental para el acceso y avance hacia nuevas zonas de explotación subterránea. Esta rampa cumple un rol estratégico dentro del plan de expansión y optimización del yacimiento, ya que permite la ejecución de labores de preparación, ventilación y transporte, necesarias para el sostenimiento de la producción en los niveles inferiores de la mina.

El desarrollo de la Rampa 5516 se ejecuta en un terreno de características geológicas variables, donde predominan macizos rocosos de dureza media a dura (clasificados como tipo IIIB con RMR 41–50), lo que exige un diseño adecuado de perforación y voladura para garantizar la estabilidad, el avance y la seguridad operativa. La sección típica de la labor es de 4.0 m de ancho por 4.0 m de alto, con un gradiente aproximado de 12% negativo, lo que facilita el acceso del equipo minero y el acarreo del material.

El método de voladura aplicado en la rampa contempla un avance por disparo utilizando barras de perforación de 12 pies y 14 pies, con una malla de perforación previamente establecida según las condiciones del macizo. Sin embargo, los resultados operativos evidencian ineficiencias en la fragmentación, sobrerotura y avance efectivo, las cuales afectan la productividad y los costos asociados al ciclo de minado.

En este contexto, la base de la investigación radica en optimizar el diseño de la malla de perforación en la Rampa 5516, zona II Esperanza, adaptándolo a las condiciones geomecánicas específicas del macizo rocoso. El propósito es mejorar la eficiencia técnica de la voladura, logrando una fragmentación más uniforme, reduciendo la sobrerotura y maximizando el avance por disparo. Esta optimización permitirá no solo un mejor aprovechamiento de los recursos y del consumo de

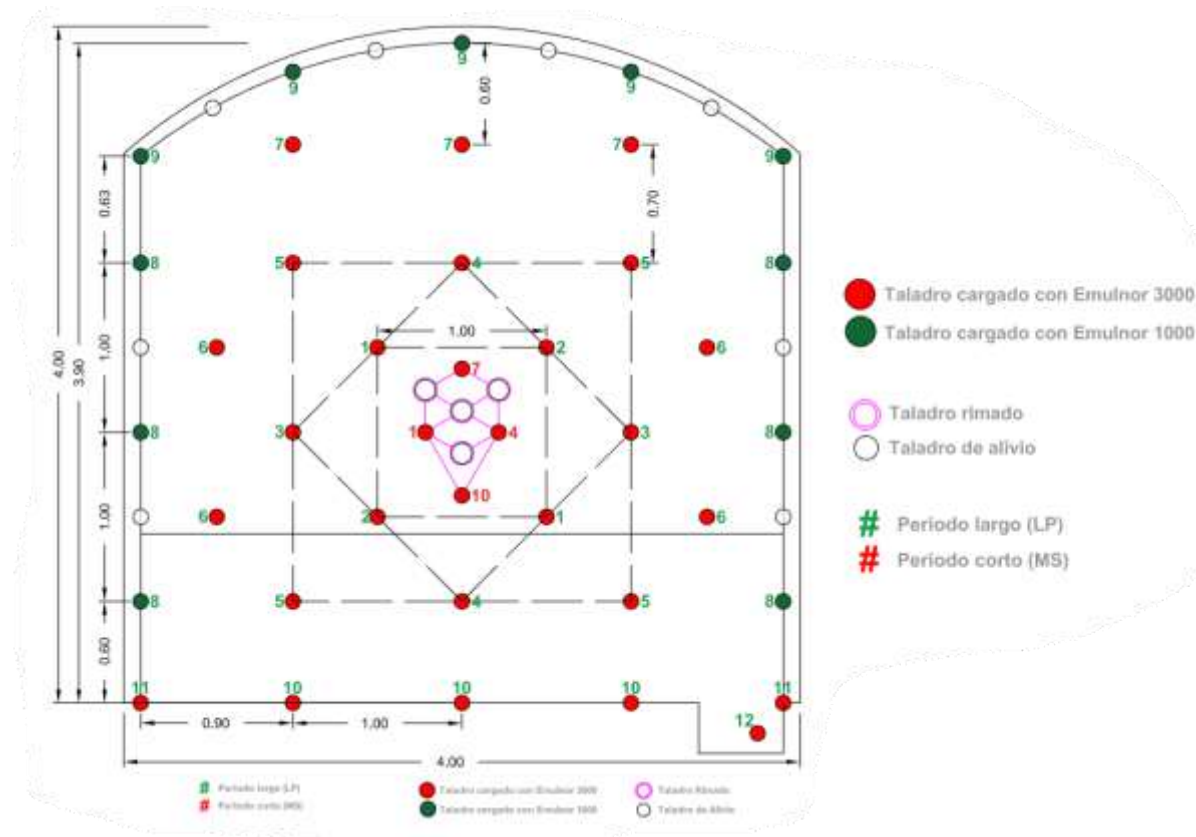
explosivos, sino también contribuir al desarrollo seguro, rentable y sostenible de las operaciones subterráneas en la Unidad de Acumulación Yauricocha.

3.2.1 Malla de perforación anterior de la Rp. 5516

La malla anterior a este estudio se muestra en las siguientes tablas y figuras.

Figura 27

Malla de perforación anterior de la Rp. 5516



Nota. Distribución de los taladros con sus respectivas cargas y su secuencia de iniciación. Elaboración propia.

Tabla 7

Distribución por taladro

DISTRIBUCIÓN POR TALADRO PARA JUMBO 4.0m x 4.0m - TIPO DE ROCA RMR: 41-50													
				12 pies					14 pies				
N°	DISTRIBUACIÓN DE TALADROS			CARTUCHOS EMULNOR 1000	CARTUCHOS EMULNOR 3000	CARTUCHOS EMULNOR 3000	TOTAL	Densidad de carga	CARTUCHOS EMULNOR 1000	CARTUCHOS EMULNOR 3000	CARTUCHOS EMULNOR 3000	TOTAL	Densidad de carga
	Denominación	Cargados	Vacíos	1 1/8 x 12"	1 1/4 x 12"	1/2 x 12"			1 1/8 x 12"	1 1/4 x 12"	1/2 x 12"		
				und/tal	und/tal	und/tal	kg	kg/tal	und/tal	und/tal	und/tal	kg	kg/tal
1	Arranque	4	4			10	15.6	3.9			12	18.8	4.7
2	1era Ayuda	4				9	14.1	3.5			11	17.2	4.3
3	2da Ayuda	4			9	1	11.1	2.8		11	1	13.3	3.3
4	3era Ayuda	4			9	1	11.1	2.8		11	1	13.3	3.3
5	Ayuda Corona	3			8	1	7.6	2.5		10	1	9.2	3.1
6	Ayuda Arrastre	0			8	1	0.0	0.0		10	1	0.0	0.0
7	Ayuda Hastiales	4			8	1	10.1	2.5		10	1	12.2	3.1
8	Hastiales	4	4	4	1		4.5	1.1	5	1		5.4	1.3
9	Hastiales inferior	2		8	1		4.0	2.0	10	1		4.8	2.4
10	Corona	5	4	4	1		5.6	1.1	5	1		6.7	1.3
11	Arrastre	5			13		17.3	3.5		13		17.3	3.5
12	Cuneta	1			10		2.7	2.7		10		2.7	2.7
TOTAL CARGADOS		40	12	52	214	91	103.7	2.6	65	244	107	120.7	3.0

Nota. La distribución de hace con 3 tipos de explosivos que son el Emulnor 1000 1 1/8 x 12", 3000 1 ¼ x 12" y 3000 ½ x 12". Elaboración propia.

Tabla 8*Datos técnicos*

DATOS TÉCNICOS			
ITEM	12 pies	14 pies	Und
Longitud de barra	3.6	4.2	m
Longitud de perforacion efec	3.3	3.9	m
Taladros cargados	40		und
Taladros rimados	4		und
Talados de alivio	8		und
Diametro de broca	45		mm
Diametro de rimado	102		mm
Densidad del material	2.64		ton/m3

Nota. Elaboración propia.**Tabla 9***Consumo de explosivos*

CONSUMO			
ITEM	12 pies	14 pies	Und
Emulnor 1000	11	14	pza
Emulnor 3000 1/4	57	65	pza
Emulnor 3000 1/2	36	42	kg
Total de kg	103.7	120.7	kg
Carmex	2		und
Fanel	40		und
Pentacord 3P	75		und
Mecha rápida	0.5		und

Nota. Elaboración propia.

Tabla 10*Resultados*

RESULTADOS			
ITEM	12 pies	14 pies	Und
Avance por disparo	3.1	3.7	m
Eficiencia de avance	94	94	%
Carga operante max	11.1	13.3	kg
Volumen roto	46.7	55.1	m3
Tonelaje roto	123.2	145.6	tn
Factor de carga	2.22	2.19	kg/m3
Factor de potencia	0.84	0.83	kg/tn
Factor de avance	33.4	32.9	kg/m

Nota. Elaboración propia.

Tabla 11

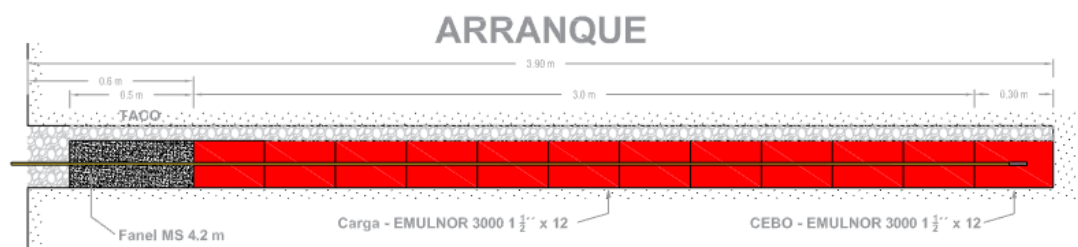
Fanel MS y LS

FANEL 4.2 m	
Fanel MS	
Número	Cantidad
1	1
4	1
7	1
10	1
Fanel LP	
Número	Cantidad
1	2
2	2
3	2
4	2
5	4
6	6
7	3
8	6
9	5
10	3
11	2
12	1
TOTAL	40

Nota. Elaboración propia.

Figura 28

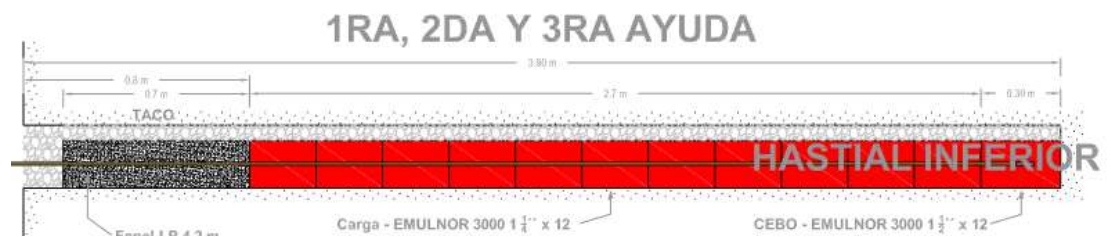
Arranque



Nota. Elaboración propia.

Figura 29

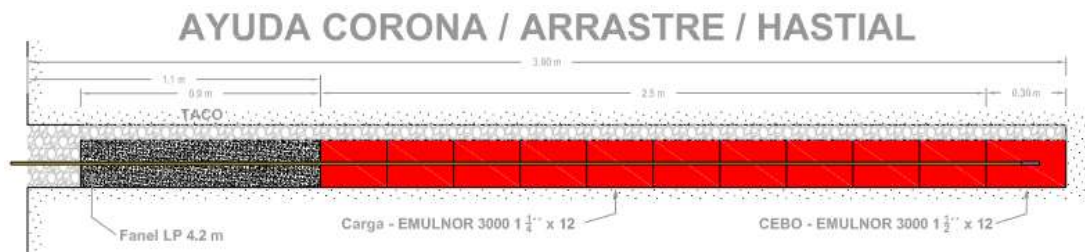
1ra, 2da y 3ra ayuda



Nota. Elaboración propia.

Figura 30

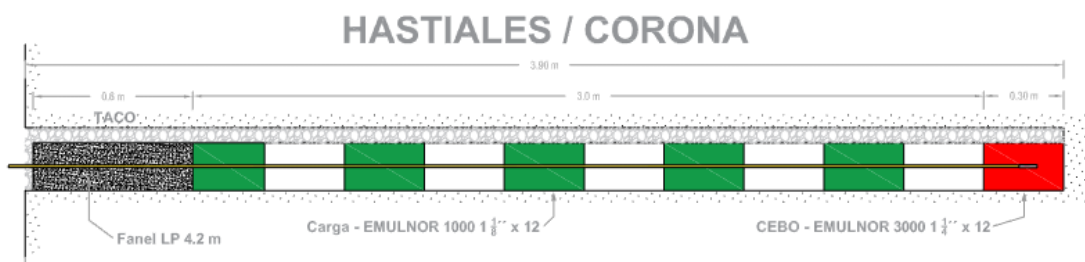
Ayuda corona / Arrastre/ Hastial



Nota. Elaboración propia.

Figura 31

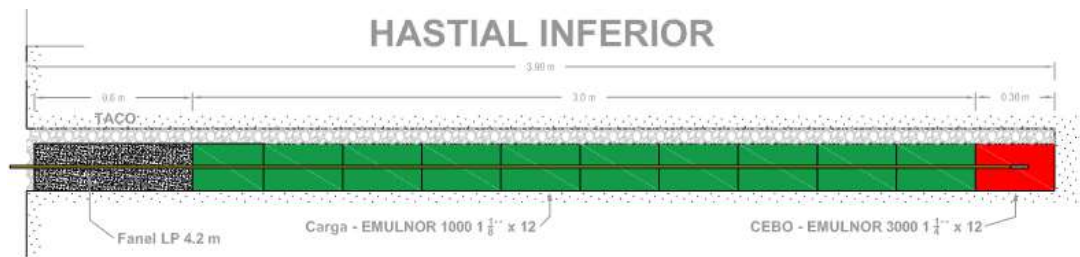
Hastiales / Corona



Nota. Elaboración propia.

Figura 32

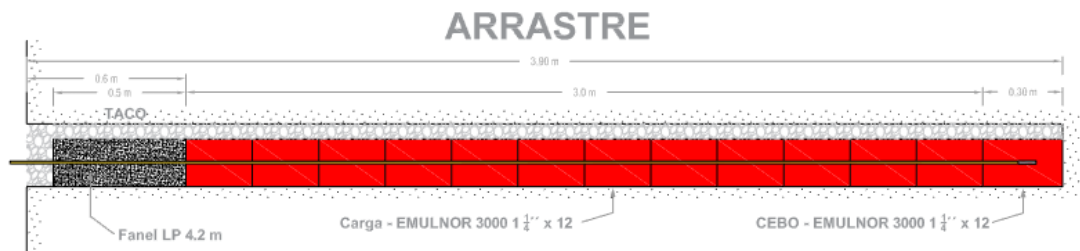
Hastial inferior



Nota. Elaboración propia.

Figura 33

Arrastre



Nota. Elaboración propia.

3.2.2 Número de taladros

El número de los taladros cargados son de 40 en total como se muestra la tabla.

3.2.3 Secuencia de iniciación

La secuencia de iniciación se da con periodos largos y cortos como se especifica

3.2.4 Factor carga

El factor carga es de 2.22 kg/m^3

3.3 Cálculo de los parámetros de voladura

Se ha realizado el siguiente estudio de los parámetros de perforación y voladura, para el cálculo de diseño de malla tomando como criterio el postulado de Holmberg and Persson.

Tabla 12*Datos de la labor*

Datos de la labor	
Ancho del Labor (AL en m)	3.5
Altura de hastial de labor (HL en m)	2.0
lecha de arco de Coronación(FA en m)	1.5
Altura total de labor(HHL en m)	3.5
Densidad de la roca(ρ en Tn/m ³)	2.6

Nota. Elaboración propia.

Tipo de roca RMR es de 41 – 60 para la rampa en estudio.

Tabla 13*Diámetro de taladros*

Diámetro de taladros	
Diámetro del taladro vacío (Salida)(Dv en m)	0.102
Diámetro del taladro cargado (Producción) (Dp en m)	0.045
Número de taladros vacíos influyentes(n)	3
Longitud de perforación(Ht en m)	3.9

Nota. Elaboración propia.

Tabla 14*Parámetros de voladura*

Parámetros de voladura	
Angulo de barrenos de contorno(g en °)	3
Desviación angular de la perforación(a en mm/m)	20
Desviación de Emboquille(b en mm)	20

Nota. Elaboración propia.

Tabla 15*Características del explosivo*

Emulnor 3000			
Dimensiones		Diámetro(mm)	Longitud(mm)
	Dim 1:	38.1	609.6
	Dim 2:	31.75	304.8
	Dim 3:	25.41	304.8
Calor de explosión (Q3 en MJ/kg)	3.85		
Volumen de gases (STP en m ³ /Kg)	0.88		

Densidad (r1 en Kg/m ³)	1140
Constante de roca	0.9

Nota. Elaboración propia.

3.3.1 Cálculo de potencia relativa por peso al ANFO ($S_{AN/FO}$)

$$S_{AN/FO} = \frac{S_{LBF}}{0.84}$$

$$S_{uer} = \frac{5}{6} \times \frac{Q_3}{Q_{3o}} + \frac{1}{6} \times \frac{V}{V_o}$$

Donde:

S_{LBF} = Potencia relativa por peso respecto a la dinamita LBF

Q_3 = Calor de explosión del explosivo a usarse (MJ/Kg)

Q_{3o} = Calor de explosión de la dinamita LBF = 5 MJ/Kg

V = Volumen de gases liberados por el explosivo a usarse (m³/Kg)

V_o = Volumen de gases liberados por la dinamita LBF = 0.85 m³/Kg a STP

$S_{LBF} = 0.92$

$S_{AN/FO} = 1.09$

3.3.2 Cálculo de densidad de carga del explosivo

$$q = \frac{r_1 \times \left(\frac{\pi \times D_c^2}{4} \right)}{10^9} \text{ (kg/m)}$$

Según condiciones de campo el W_c (Kg) es :

Tabla 16

Wc en Kg

	q(Kg/m)	Dc(mm)	Lc(mm)
Dim 1:	1.23	38.1	609.6
Dim 2:	0.89	31.8	304.8
Dim 3:	0.73	25.4	304.8

Nota. Elaboración propia.

3.3.3 Cálculo de arranque

Tabla 17

Avance por disparo

Av	X	4.71	3.10
Diámetro Equivalente	D2	0.18	0.18
Longitud de perforación	L	4.96	3.30

Nota. Elaboración propia.

3.3.3.1 Cálculo de 1^{er} burden

Tabla 18

Cálculo de 1^{er} burden

Burden primer cuadrante (B)	0.27m
Ancho de corte (A1)	0.84m
Concentración lineal de carga (q1)	3.22Kg/m

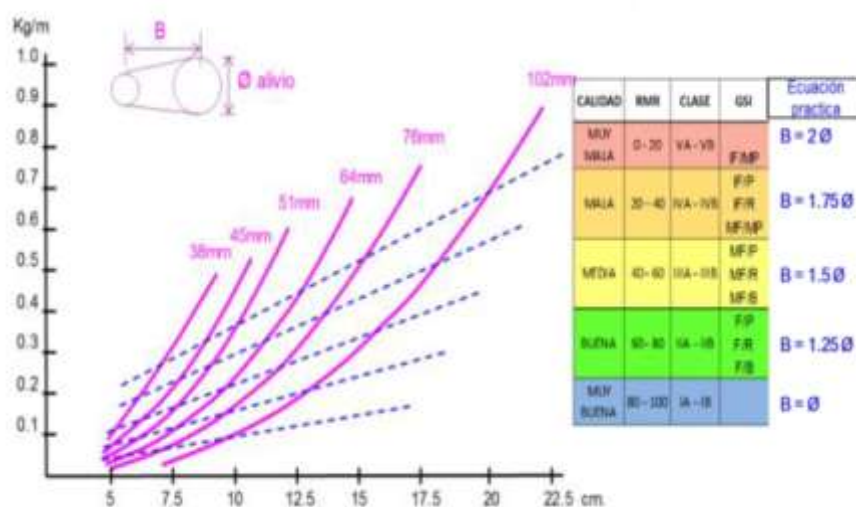
Nota. Elaboración propia

Por el tipo de explosivo usado se asume $q_{1a} = .2,3\text{Kg/m}$, Cartuchos usados / Taladro

4.87 Crt. y Explosivo / Taladro 3.64Kg.

Figura 34

Kg de explosivos recomendado

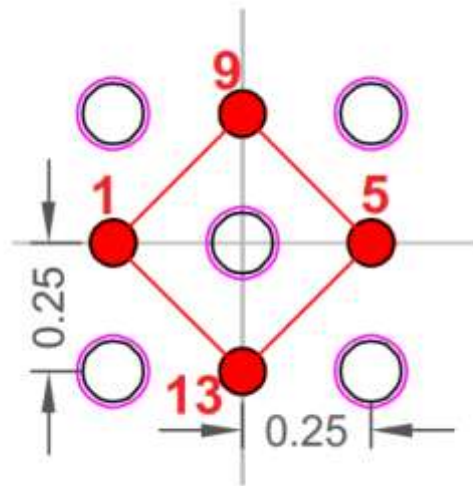


Nota. Adaptada de Lusk et al. (2023).

Nota. La carga lineal Kg/m está recomendada según el diámetro de en mm

Figura 35

Arranque de la voladura



Nota. El arranque tiene 5 taladros de alivio rimado y 4 taladros de arranque cargados.

Elaboración propia.

3.3.4 Cálculo de 1^{ra} sección

Tabla 19

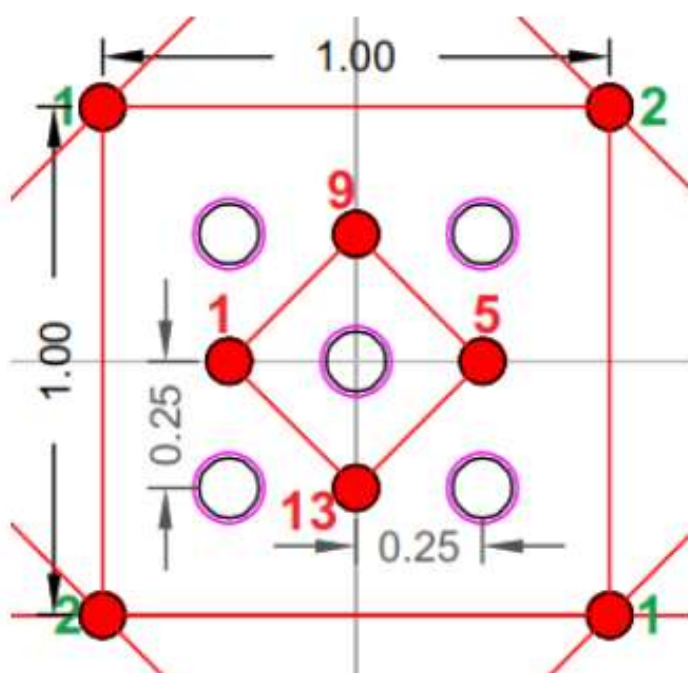
Cálculo de 2do burden

Partimos de la primera abertura A1	0.84	m
Por el tipo de explosivo usado se asume q	1.23	Kg/m
S ANFO	1.09	
Diámetro de taladro	0.045	m
Constante de roca	0.9	
BMax	0.46	m
Bprac = B1=Bmax-F	0.43	m
dq	0.81	Kg/m
Cartuchos usados / Taladro Explosivo / Taladro	4.87	Crt.

Nota. Elaboración propia.

Figura 36

Esquema del 2do burden



Nota. El segundo burden esta se calcula en base el primer burden. Elaboración propia.

3.3.5 Cálculo de la 2^{da} sección

3.3.5.1 Cálculo del 3^{er} burden

Tabla 20

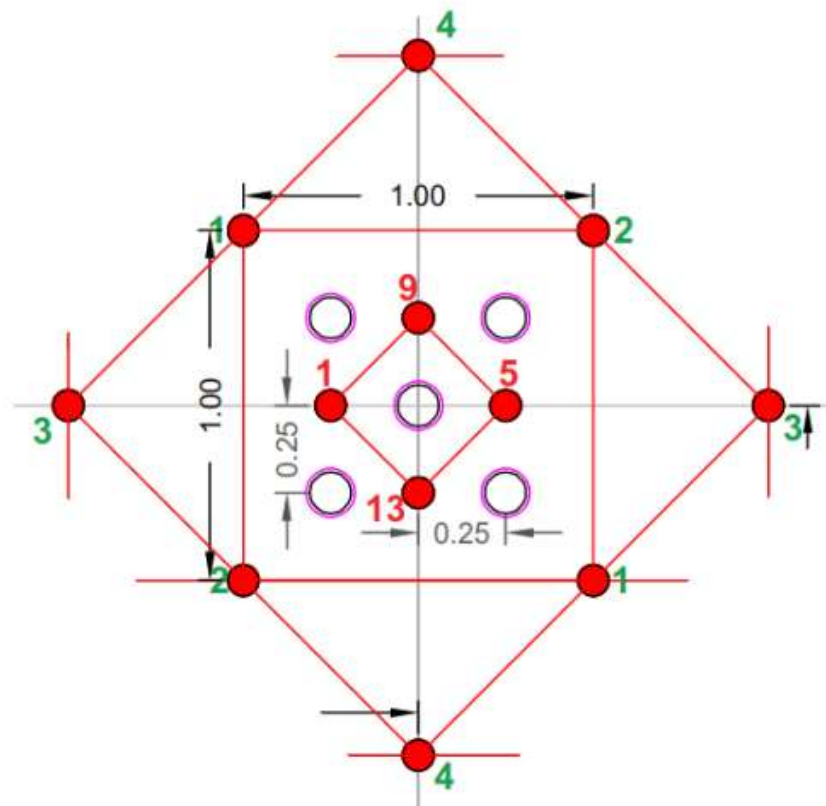
Cálculo de 3er burden

Partimos de la segunda abertura A2	1.19	m
Por el tipo de explosivo usado se asume q	0.89	Kg/m
S ANFO	1.09	
Diametro de taladro	0.045	m
Constante de roca	0.9	
BMax	0.47	m
Bprac = B2=Bmax-F	0.43	m
dq	0.66	Kg/m
Cartuchos usados / Taladro	9.74	Crt
Explosivo / Taladro	2.63	Kg

Nota. Elaboración propia.

Figura 37

Esquema del 3er burden



Nota. Elaboración propia.

3.3.6 Cálculo de la 3^{ra} sección

3.3.6.1 Cálculo de 4^{to} Burden

Partimos de la segunda abertura $A_2 = 1.19$, $A_3 = 1.68\text{m}$ y $A_4 = 2.38\text{m}$. Con el valor de A_4 se evalúa si es necesario agregar una sección adicional. Dado que $A_n = 1.68\text{ m} \leq \sqrt{HT} = 1.97$, no se requiere una sección adicional.

Tabla 21

Cálculo para el 4^{to} burden

Por el tipo de explosivo usado se asume q	0.89	Kg/m
S ANFO	1.09	
Diametro de taladro	0.045	m
Constante de roca	0.9	

$$E/B = 0.7$$

Nota. Elaboración propia.

Tabla 23

Cálculo del burden para el arrasque

Por el tipo de explosivo usado se asume q	0.89	Kg/m
S ANFO	1.09	
Diámetro de taladro	0.045	m
Constante de roca	0.9	
Cálculo de Burden del arrastre		
BMax	1.18	m
Bprac = B1= B1 = max -F	1.14	m

Nota. Elaboración propia.

Para realizar el pintado se ajusta a 0.60m

3.3.7.2 Número de taladros

$$NT = \frac{\text{Ancho del túnel} + 2 \times L \times \text{Sen}(\gamma)}{B_{\text{max(arrastre)}}$$

$$NT = 5 \text{ tal} + 2$$

3.3.7.3 Espaciamiento

$$E = \frac{\text{Ancho del túnel} + 2 \times L \times \text{Sen}(\gamma)}{N - 1}$$

$$E = 1.0$$

Tabla 24

Resumen de carga para el arrastre

dq	1.86	Kg/m
Cartuchos usados / Taladro	9.2	Crt.
Explosivo / Taladro	2.49	Kg.

Nota. Elaboración propia.

3.3.8 Cálculo de ayuda de hastiales

3.3.8.1 Cálculo de burden de ayuda de cuadradores

$$B = 0.9 \times \sqrt{\frac{dq \times \text{PRP exp los .usar}}{C \times f \times \frac{E}{B}}}$$

Tabla 25

Factor de fijación

f = 1.45
E/B = 1.25

Nota. Elaboración propia.

Tabla 26

Parámetros para la ayuda de hastiales

Por el tipo de explosivo usado se asume q	0.89	Kg/m
S ANFO	1.09	
Diámetro de taladro	0.045	m
Constante de roca	0.9	
Cálculo de Burden de las ayudas		
BMax	0.69	m
Bprac = B1 = Bmax - F	0.66	m
Para realizar el pintado se ajusta a	0.65	m

Nota. Elaboración propia.

Tabla 27

Cálculo del número de taladros

Altura de labor:HHL	3.5	m
Flecha de arco de coronación FA	1.5	m
Burden practico de los arrastres Bz	0.6	m
Longitud vertical disponible para perforar Lvd	1.4	m

Nota. Elaboración propia.

3.3.8.2 Número de taladros

$$NT = \left[\frac{Lvd}{E/B} + 2 \right] = 0.56$$

$$NT = 0$$

3.3.8.3 Espaciamiento

$$E = \left(\frac{Lvd}{N-1} \right)$$

$$E = -1.4$$

Tabla 28

Resumen de carga para la ayuda de los hastiales

dq	0.93	Kg/m
Cartuchos usados / Taladro	8.99	Crt.
Explosivo / Taladro	2.43	Kg.

Nota. Elaboración propia.

3.3.9 Cálculo de hastiales

3.3.9.1 Cálculo de burden de hastiales

$$B = 0.9 \times \sqrt{\frac{dq \times \text{PRP exp los .usar}}{C \times f \times \frac{E}{B}}}$$

Tabla 29

Factor de fijación

f = 1.2
E/B = 0.5

Tabla 30

Parámetros para los hastiales

Por el tipo de explosivo usado se asume q	0.73	Kg/m
S ANFO	1.09	
Diámetro de taladro	0.045	m
Constante de roca	0.9	
Cálculo de Burden de las ayudas		
BMax =	1.1	m
Bprac = B1=Bmax-F	1.06	m

Para realizar el pintado se ajusta a	1 m
--------------------------------------	-----

Nota. Elaboración propia.

3.3.9.2 Número de taladros

Tabla 31

Cálculo del número de taladros

Longitud disponible para perforar		
Altura de labor: HHL	3.5	m
Flecha de arco de coronación FA	1.5	m
Burden practico de los arrastres Bz	0.6	m
Longitud vertical disponible para perforar Lvd	1.4	m

Nota. Elaboración propia.

$$NT = \frac{Lvd}{E/B} + 2$$

$$NT = 5$$

$$N^{\circ} \text{ de taladros Total} = 6$$

3.3.9.3 Espaciamiento

$$E = \left(\frac{Lvd}{N - 1} \right)$$

$$E = 0.8$$

Tabla 32

Resumen de carga para los hastiales

dq	1.68	Kg/m
Cartuchos usados / Taladro	5.03	Crt.
Explosivo / Taladro	1.12	Kg.

Nota. Elaboración propia.

3.3.10 Cálculo de ayuda de corona

$$B = 0.9 \times \sqrt{\frac{dq \times \text{PRP exp los .usar}}{C \times f \times \frac{E}{B}}}$$

Tabla 33*Factor de fijación*

f = 1.45
E/B = 1.25

Nota. Elaboración propia.**Tabla 34***Parámetros de ayuda de corona*

Por el tipo de explosivo usado se asume q	0.89	Kg/m
S ANFO	1.09	
Diámetro de taladro	0.045	m
Constante de roca	0.9	
Cálculo de Burden de las ayudas		
BMax	0.69	m
Bprac = B1=Bmax-F	0.66	m

Nota. Elaboración propia.**3.3.10.1 Número de taladros****Tabla 35***Calculo del número de taladros de ayuda de corona*

Longitud disponible para perforar		
Ancho de labor	3.5	m
Flecha de arco de coronación FA	1.5	m
Burden practico de los hastiales Bh	1.1	m
Longitud vertical disponible para perforar Lhd	1.31	m

Nota. Elaboración propia.

$$NT = \left[\frac{Lhd}{E/B} + 2 \right]$$

$$[NT = 3]$$

$$N^{\circ} \text{ de taladros Total} = 2$$

3.3.10.2 Espaciamiento

$$E = \left(\frac{Lhd}{N - 1} \right)$$

$$E = 0.6$$

Tabla 36

Resumen de carga para los hastiales

dq	0.93	Kg/m
Cartuchos usados / Taladro	9.20	Crt.
Explosivo / Taladro	2.49	Kg.

Nota. Elaboración propia

3.3.11 Cálculo de corona

$$B = 0.9 \times \sqrt{\frac{dq \times \text{PRP exp los .usar}}{C \times f \times \frac{E}{B}}}$$

Tabla 37

Factor de fijación

f = 1.2
E/B = 1.25

Nota. Elaboración propia

Tabla 38

Parámetros para la corona

Por el tipo de explosivo usado se asume q	0.73	Kg/m
S ANFO	1.09	
Diámetro de taladro	0.045	m
Constante de roca	0.9	
Cálculo de Burden de las ayudas		
BMax	0.69	m
Bprac= B1=Bmax-F	0.66	m
Para realizar el pintado se ajusta a	0.5	m

Nota. Elaboración propia.

3.3.11.1 Número de taladros

$$NT = \frac{AL}{E/B} + 2$$

$$NT = 5$$

$$L_{corona} = 4$$

3.3.11.2 Espaciamiento

$$E = \left(\frac{L_{corona}}{N - 1} \right)$$

$$E = 0.95$$

Tabla 39

Resumen de carga para los hastiales

dq	0.92	Kg/m
Cartuchos usados / Taladro	6.08	Crt.
Explosivo / Taladro	1.35	Kg.

Nota. Elaboración propia.

Tabla 40*Resumen perforación por el método de Holmberg*

UBICACIÓN DE TALADROS	N° DE TALAD.	CONCENT. DE CARGA	DISTANCIAS		CARTUCHOS		CARGAS			
	L c/u	Kg/m	E m	B m	PESO Kg	DIAM. mm	POR TALADRO	TOTAL		
TAL. VACIOS (ARRANQUE)	4									
ARRANQUE	4	1.23	0.84	0.27	0.747	38.10	5	Cart.	3.74	Kg
1 CUADRANTE	4	1.23	1.19	0.43	0.747	38.10	5	Cart.	3.74	Kg
2 CUADRANTE	4	0.89	1.68	0.43	0.270	31.75	10	Cart.	2.70	Kg
3 CUADRANTE	4	0.89	2.38	0.52	0.270	31.75	10	Cart.	2.70	Kg
ARRASTRE	5	0.89	0.98	1.14	0.270	31.75	9	Cart.	2.43	Kg
AY. DE CUADRADORES	0	0.89	-1.40	0.66	0.270	31.75	9	Cart.	2.43	Kg
HASTIALES	6	0.73	0.78	1.06	0.223	25.41	5	Cart.	1.11	Kg
AY. DE CORONA	2	0.89	0.64	0.66	0.270	31.75	9	Cart.	2.43	Kg
CORONA	5	0.73	0.95	0.62	0.223	25.41	6	Cart.	1.34	Kg
TALAD. PERIM. DE ALIVIO	10	0.89								
TOTAL	48	0.73					241.0	Cart.	100.4	Kg

Nota. De un total de 52 taladros perforados, se cargaron 40 con un peso total de explosivo de 100.4 kg, logrando un avance de 3.10 m (94% del previsto). El volumen de roca fragmentada fue de 44.7 m³, con una longitud total perforada de 185.64 m y un factor de carga promedio de 32.37 kg/m, lo que indica una buena relación entre consumo de explosivo y avance obtenido. Elaboración propia.

CAPÍTULO IV

IV. RESULTADO Y DISCUSIÓN

4.1 Resultados generales de la voladura

Durante la ejecución del presente estudio se implementó una nueva malla de perforación en la rampa Rp. 5516, zona II Esperanza, perteneciente a la Unidad de Acumulación Yauricocha – Compañía Minera Sierra Metals Corona S. A. El diseño propuesto tuvo como propósito principal mejorar la eficiencia técnica de la voladura, entendida como la relación entre el avance real obtenido, el consumo de explosivo y la calidad de la excavación.

La evaluación se realizó comparando los resultados obtenidos antes y después de la implementación de la nueva malla. Se consideraron indicadores técnicos como el avance por disparo, el factor de carga, la fragmentación del macizo rocoso, la sobrerotura y la estabilidad del frente de labor. Asimismo, se analizó la uniformidad de distribución energética a lo largo del contorno del disparo.

Los resultados obtenidos evidencian una mejora sustancial en la eficiencia técnica de la voladura, reflejada en un incremento del avance efectivo, una reducción de la sobrerotura y una fragmentación más uniforme del macizo rocoso. Estos resultados confirman la validez del diseño implementado y permiten optimizar el proceso de perforación y voladura en la zona de estudio.

4.2 Diseño de la malla de perforación (Objetivo específico a)

La malla de perforación propuesta fue diseñada considerando la dureza del macizo rocoso clasificado según el sistema RMR =41-50 y los parámetros operacionales del equipo de perforación empleado. Se priorizó un patrón recto tipo corte quemado.

Con base en los resultados de campo, la nueva malla permitió mejorar la fragmentación del macizo rocoso, reduciendo la proporción de bloques

sobredimensionados y facilitando las operaciones posteriores de carguío y transporte. Este comportamiento evidencia que una adecuada distribución espacial de los taladros influye directamente en la eficiencia de rotura y en la homogeneidad del material volado.

Tabla 41

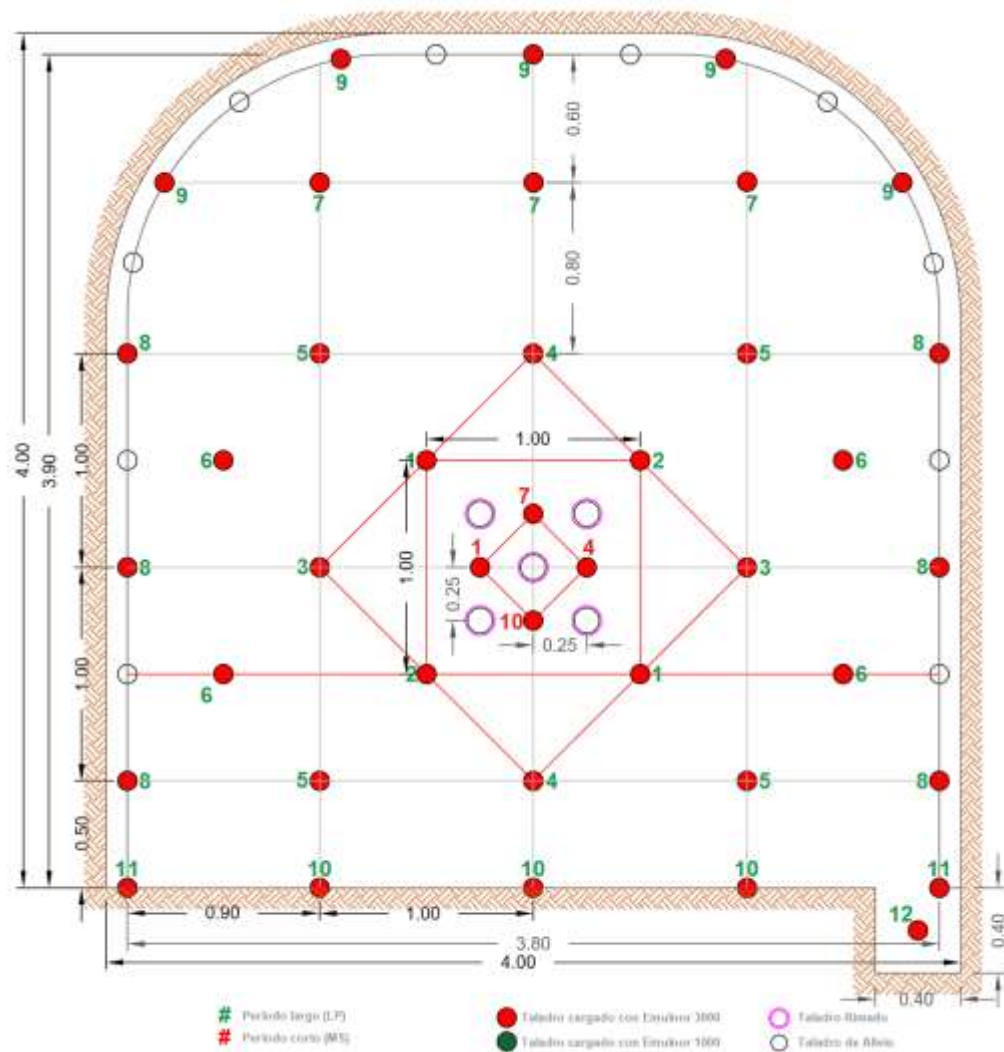
Datos técnicos

DATOS TÉCNICOS			
ITEM	12 pies	14 pies	Und
Longitud de barra	3.6	4.2	m
Longitud de perforacion efec.	3.3	3.9	m
Taladros cargados	40		und
Taladros rimados	5		und
Talados de alivio	10		und
Diametro de broca	45		mm
Diametro de rimado	102		mm
Densidad del material	2.64		ton/m3

Nota. Elaboración propia.

Figura 39

Nueva malla de perforación



Nota. La nueva malla de perforación está calculada basada en los parámetros de macizo rocoso calculada en el capítulo anterior. Elaboración propia.

4.3 Determinación del número óptimo de taladros (Objetivo específico b)

Mediante el cálculo realizado se determinó el número óptimo de taladros por frente, buscando maximizar el avance efectivo por disparo sin incrementar innecesariamente el consumo de explosivo.

Los resultados demuestran que un número adecuado de taladro mejora la rotura de la roca y esto genera un ahorro carguío y transporte. Por el contrario, un número insuficiente de taladros produce deficiencia en la rotura y presencia de zonas sin volar.

El número de taladros para la RP. 5516 es de 40 taladros cargados, 5 taladros rimados y 10 taladros de alivio haciendo un total de 55 taladros como se muestra en la figura anterior.

4.4 Optimización de la secuencia de iniciación (Objetivo específico c)

La secuencia de iniciación fue rediseñada empleando detonadores no eléctricos pasando de 1 ms, 4 ms, 7 ms y 10 ms en el arranque a 1 ms, 4 ms, 7 ms en el arranque de la nueva malla lo que permitió mejorar el avance y controlar la dirección de propagación de la voladura y minimizar la sobrerotura.

El análisis posterior al disparo mostró una notable reducción en la irregularidad del perímetro de la excavación, obteniéndose superficies más estables y con menor daño al contorno.

El control secuencial de los tiempos de retardo permitió que cada fila de taladros tuviera espacio suficiente para la expansión de los gases, evitando interferencias prematuras entre los frentes de carga

4.5 Ajuste del factor de carga (Objetivo específico d)

El factor de carga fue ajustado en función de la energía específica requerida por el macizo rocoso pasando de 2.22 kg/m³ a 2.24 kg/m³ para 12 pies y de 2.19 kg/m³ a 2.26 kg/m³ para 14 pies.

El objetivo fue lograr una distribución energética uniforme, de modo que la energía liberada en cada taladro contribuyera eficazmente al proceso de rotura sin generar zonas de sobreroturas y bancos que perjudica el carguío y trasporte.

4.6 Resumen general de la nueva malla de perforación

Los resultados obtenidos demuestran que la implementación de una malla de perforación optimizada tiene un impacto directo y positivo en la eficiencia técnica de la voladura subterránea.

Tabla 42

Distribución por taladro de la nueva malla de perforación

DISTRIBUCIÓN POR TALADRO PARA JUMBO 4.0m x 4.0m - TIPO DE ROCA RMR: 41-50													
DISTRIBUACIÓN DE TALADROS				12 pies					14 pies				
				CARTUCHOS EMULNOR 3000	CARTUCHOS EMULNOR 3000	CARTUCHOS EMULNOR 3000	TOTAL	Densidad de carga	CARTUCHOS EMULNOR 3000	CARTUCHOS EMULNOR 3000	CARTUCHOS EMULNOR 3000	TOTAL	Densidad de carga
				1 1/8 x 12"	1 1/4 x 12"	1/2 x 24"			1 1/8 x 12"	1 1/4 x 12"	1/2 x 24"		
				und/tal	und/tal	und/tal			kg	kg/tal	und/tal		
N°	Denominación	Cargados	Vacios										
1	Arranque	4	5			5	14.7	3.7			6	17.6	4.4
2	1era Ayuda	4				5	14.7	3.7			6	17.6	4.4
3	2da Ayuda	4			8	1	11.5	2.9		10	1	13.6	3.4
4	3era Ayuda	4			8	1	11.5	2.9		10	1	13.6	3.4
5	Ayuda Corona	3			7	1	7.8	2.6		9	1	9.4	3.1
6	Ayuda Arrastre												
7	Ayuda Hastiales	4			7	1	10.4			9	1	12.5	3.1
8	Hastiales	4	4	4	1		4.6	1.1	5	1		5.4	1.4
9	Hastiales inferior	2		9	1		4.5	2.2	10	1		4.9	2.5
10	Corona	5	5	4	1		5.7	1.1	5	1		6.8	1.4
11	Arrastre	5			10		13.3	2.7		12		16.0	3.2
12	Cuneta	1			7		1.9	1.9		8		2.1	2.1
TOTAL CARGADOS		40	14	54 Cart.	181 Cart.	55 Cart.	100.4	2.5	65 Cart.	222 Cart.	63 Cart.	119.6	3.0

Nota. Elaboración propia.

Tabla 43

Fanel MS y LP de 4.2 m

FANEL 4.2 m	
Fanel MS	
Número	Cantidad
1	1
4	1
7	1
10	1
Fanel LP	
Número	Cantidad
1	2
2	2
3	2
4	2
5	4
6	4
7	3
8	6
9	5
10	3
11	2
12	1
TOTAL	40

Nota. Elaboración propia.

Tabla 44

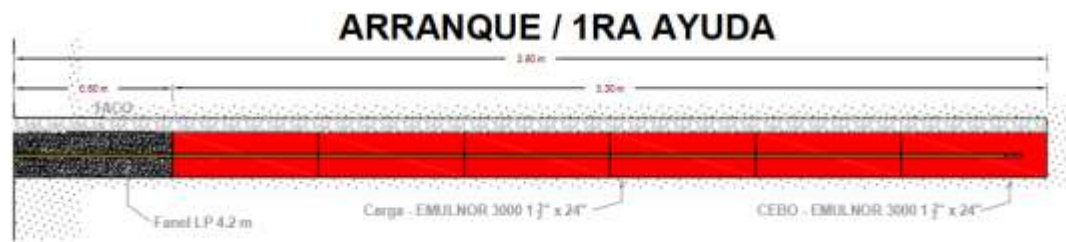
Consumo de explosivos de la nueva malla de perforación

CONSUMO			
ITEM	12 pies	14 pies	Und
Emulnor 3000 1 1/8	12	14	Kg
Emulnor 3000 1 1/4	48	59	Kg
Emulnor 3000 1 1/2	40	46	kg
Total de explosivo	100.4	119.6	kg
Carmex	2		und
Fanel	40		und
Pentacord 3P	60		m
Mecha rápida	0.5		m

Nota. Elaboración propia.

Figura 40

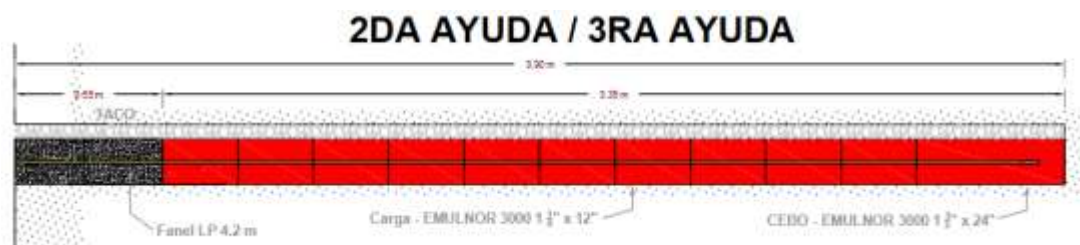
Arranque / 1ra ayuda



Nota. Elaboración propia.

Figura 41

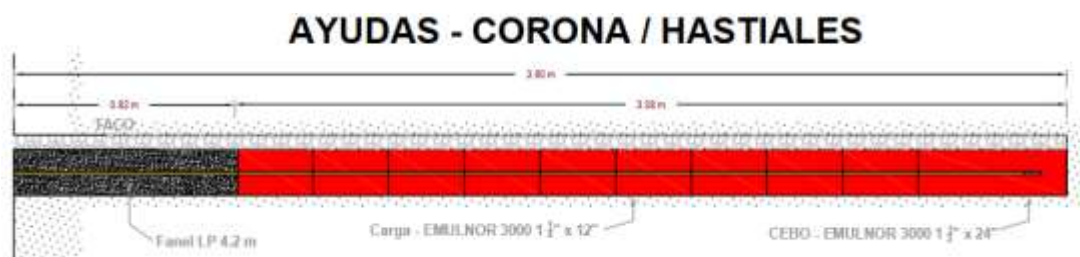
2da ayuda / 3ra ayuda



Nota. Elaboración propia.

Figura 42

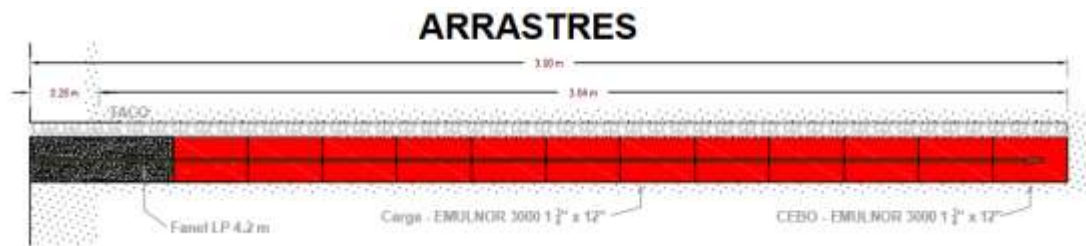
Ayudas - Corona / Hastiales



Nota. Elaboración propia.

Figura 43

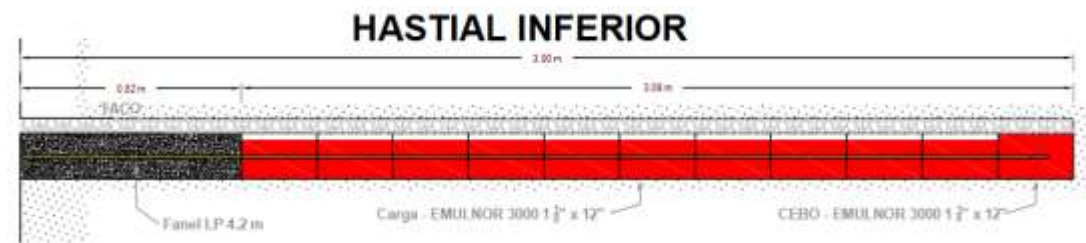
Arrastres



Nota. Elaboración propia.

Figura 44

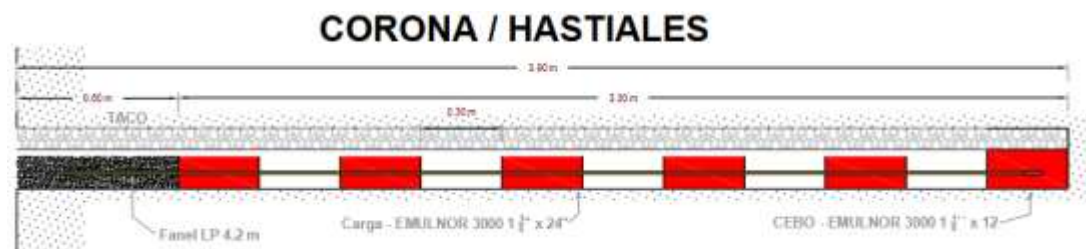
Hastial inferior



Nota. Elaboración propia.

Figura 45

Corona / Hastiales



Nota. Elaboración propia.

Tabla 45

Resultados

RESULTADOS			
ITEM	12 pies	14 pies	Und
Avance por disparo	3.1	3.7	m
Volumen roto	44.7	52.9	m3
Tonelaje roto	118.1	139.5	Tn
Factor de carga	32.37	32.63	kg/m
Factor de potencia	0.85	0.86	kg/Tn

Nota. Elaboración propia.

Figura 46

Análisis de vibraciones

4.6.1 Simulación numérica

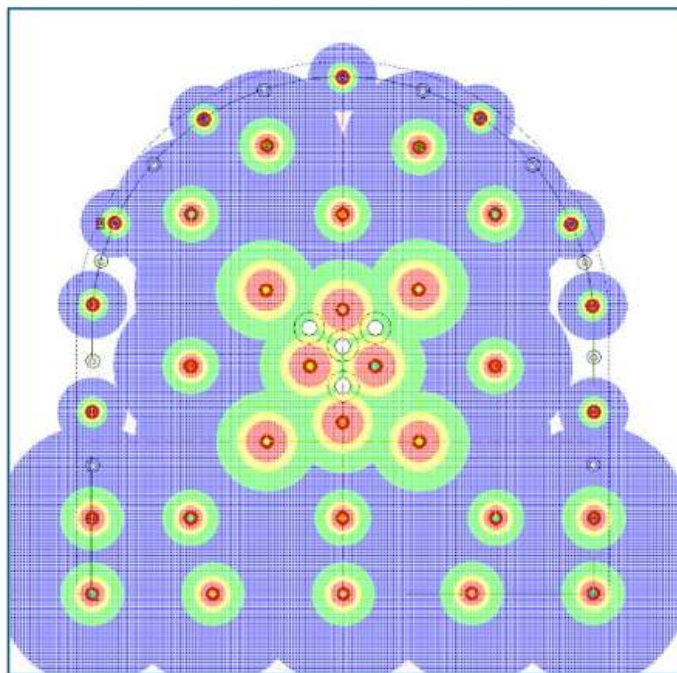


Figura 47

Análisis de energía

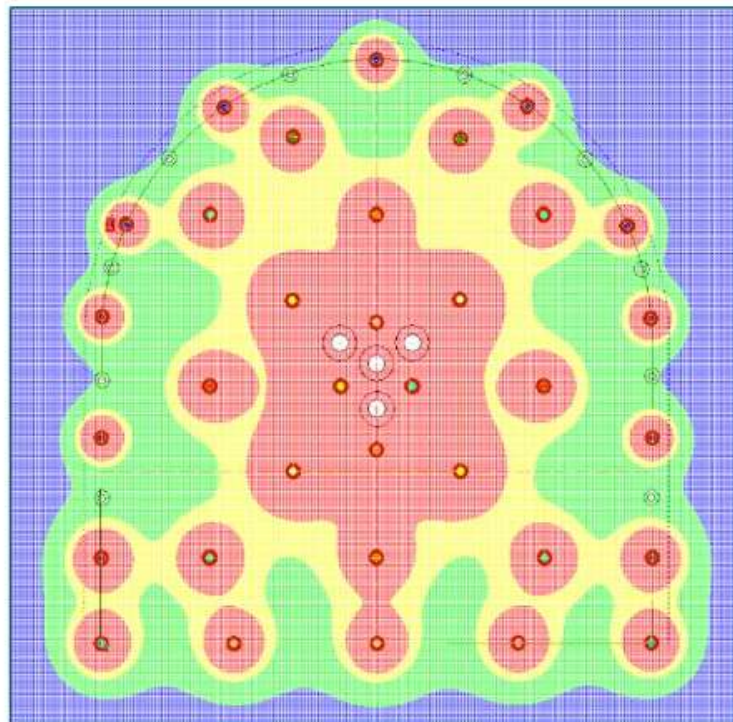
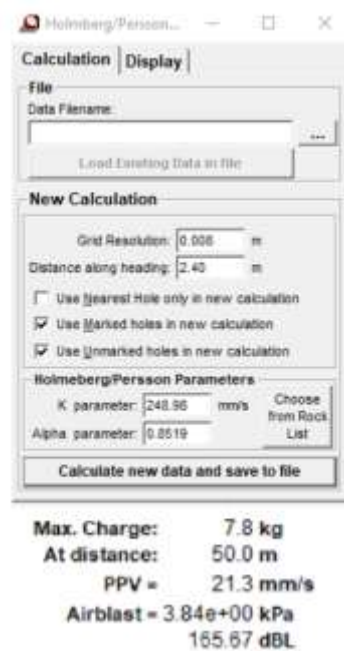


Figura 48

Resultado del análisis



De acuerdo con la simulación, la VPP a 50m sería 21.3mm/s, no causando daño al macizo rocoso a esa distancia de acuerdo a la norma técnica USBM RI8507 And OSMRE.

De acuerdo con la simulación de energía, se evidencia que los halos en los contornos son mucho menores, el cual evita el daño al macizo rocoso circundante.

4.7 Análisis estadístico de resultados de voladura

Se realizó un análisis estadístico descriptivo de los resultados obtenidos con la malla anterior y la malla actual, con el objetivo de comparar su comportamiento general y nivel de consistencia operativa. Para cada malla se calcularon los valores de media, desviación estándar, valor mínimo y valor máximo de las variables sobrerotura, avance ejecutado y factor de carga usado.

Este análisis permitió identificar diferencias en el desempeño promedio de ambas mallas, así como evaluar la dispersión de los resultados obtenidos en campo. Una menor dispersión indica una mayor estabilidad del diseño de la malla y un mejor control del proceso de voladura.

Los resultados muestran que la malla actual presenta una tendencia a valores de sobrerotura más uniformes, así como un comportamiento más consistente del avance ejecutado, lo cual sugiere una mejora en el control del daño al macizo rocoso y en la repetitividad de los resultados de voladura. Asimismo, el factor de carga empleado en la malla actual evidencia una aplicación más controlada de la energía, reduciendo variaciones extremas observadas en la malla anterior.

Los datos ha estudiar se muestran en la Tabla 46 y Tabla 47.

Tabla 46*Indicadores principales de la malla anterior*

CUERPO	LABOR	AN. PROGR.	AL. PROGR.	AN. EJEC.	AL. EJEC.	SOBREROTURA	EJECUTADO	TOPOGRAFICO	BARRA	LONG. PERF.	Kg USADO	F. C
ESPERANZA	RP.5516	4	4	4.16	4.12	7.12	3.00	3.1	12	3.30	100.00	2.05
ESPERANZA	RP.5516	4	4	4.05	4.10	3.78	3.00	2.5	10	2.70	83.60	2.20
ESPERANZA	RP.5516	4	4	4.10	4.15	6.34	2.60	2.6	10	2.70	75.00	1.85
ESPERANZA	RP.5516	4	4	3.94	4.05	-0.27	3.00	2.6	12	3.30	100.00	2.63
ESPERANZA	RP.5516	4	4	4.12	4.25	9.44	3.00	3.3	12	3.30	100.00	1.89
ESPERANZA	RP.5516	4	4	4.11	4.08	4.81	3.00	3.2	12	3.30	95.00	1.93
ESPERANZA	RP.5516	4	4	4.16	4.12	7.12	3.50	3.5	14	3.70	106.09	1.93
ESPERANZA	RP.5516	4	4	4.10	4.09	4.81	3.00	2.5	10	2.60	80.00	2.08
ESPERANZA	RP.5516	4	4	4.08	4.06	3.53	2.50	1.6	8	2.30	61.09	2.51
ESPERANZA	RP.5516	4	4	4.15	4.12	6.86	2.60	2.5	10	2.80	81.18	2.07
ESPERANZA	RP.5516	4	4	4.15	4.10	6.34	3.00	3.2	12	3.30	100.00	2.00
ESPERANZA	RP.5516	4	4	4.15	4.09	6.08	3.00	2.5	10	2.80	87.20	2.24
ESPERANZA	RP.5516	4	4	4.18	4.07	6.33	2.00	1.7	6	1.80	50.00	1.89

Nota. Tomada de Corimayo Servicios Mineros SAC de los meses de mayo y junio de 2025.

Tabla 47*Resultado de voladura con la malla actual*

CUERPO	LABOR	AN. PROGR.	AL. PROGR.	AN. EJEC.	AL. EJEC.	SOBREROTURA	EJECUTADO	TOPOGRAFICO	BARRA	LONG. PERF.	Kg USADO	F. C.
ESPERANZA	RP.5516	4	4	4.12	4.25	9.44	3.00	3.00	12	3.30	95.00	1.97
ESPERANZA	RP.5516	4	4	4.18	4.22	10.25	3.00	3.30	12	3.30	106.09	1.99
ESPERANZA	RP.5516	4	4	4.10	4.08	4.55	3.50	3.70	14	3.80	125.00	2.20
ESPERANZA	RP.5516	4	4	4.10	4.09	4.81	3.00	3.20	12	3.20	100.00	2.03

ESPERANZA	RP.5516	4	4	4.15	4.12	6.86	3.00	3.30	12	3.30	92.86	1.80
ESPERANZA	RP.5516	4	4	4.17	4.05	5.55	3.00	3.30	12	3.30	100.00	1.96
ESPERANZA	RP.5516	4	4	4.05	4.10	3.78	3.00	2.80	12	3.00	90.00	2.11
ESPERANZA	RP.5516	4	4	4.11	4.14	6.35	3.00	3.10	12	3.30	100.00	2.07
ESPERANZA	RP.5516	4	4	4.05	4.08	3.28	3.00	2.40	10	2.80	112.50	3.09
ESPERANZA	RP.5516	4	4	4.10	4.09	4.81	2.20	3.00	8	2.20	62.50	1.36
ESPERANZA	RP.5516	4	4	4.08	4.10	4.55	2.20	3.00	8	2.20	62.50	1.36
ESPERANZA	RP.5516	4	4	4.07	4.08	3.79	2.60	3.00	10	2.80	83.50	1.83
ESPERANZA	RP.5516	4	4	4.06	4.05	2.77	2.60	3.00	12	3.30	87.50	1.94
ESPERANZA	RP.5516	4	4	4.06	4.07	3.28	3.00	3.30	12	3.30	100.00	2.00
ESPERANZA	RP.5516	4	4	4.09	4.08	4.30	3.00	3.00	12	3.30	100.00	2.18
ESPERANZA	RP.5516	4	4	4.05	4.08	3.28	3.00	3.40	12	3.30	104.00	2.02

Nota. Tomada de Corimayo Servicios Mineros SAC de los meses de agosto de 2025.

4.7.1 Comparación estadística entre mallas de perforación

Con el fin de determinar si las diferencias observadas entre la malla anterior y la malla actual son estadísticamente significativas, se aplicó la prueba no paramétrica U de Mann–Whitney, adecuada para tamaños de muestra reducidos y para datos que no necesariamente siguen una distribución normal, condición frecuente en operaciones de voladura.

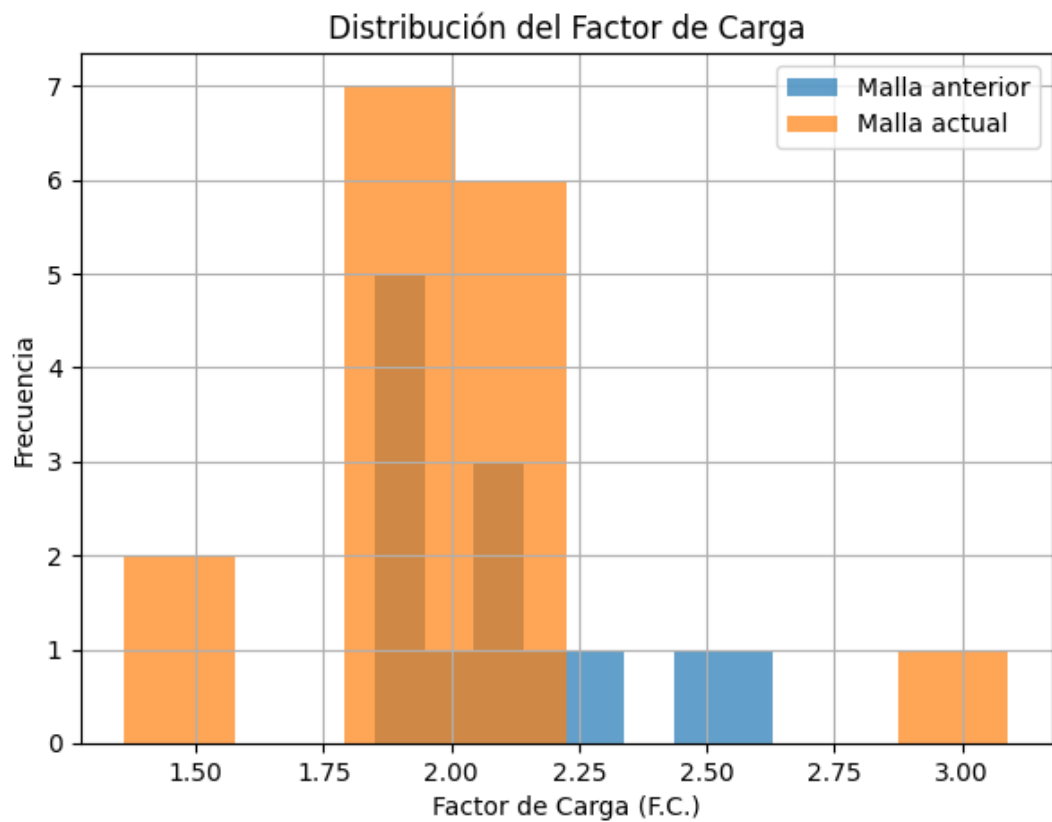
La prueba se aplicó de manera independiente a las variables sobrerotura, avance ejecutado y factor de carga usado, comparando los resultados obtenidos con ambas mallas. El criterio de decisión empleado fue un nivel de significancia del 5 % ($\alpha = 0.05$).

Los resultados de la prueba indican que existen diferencias estadísticamente significativas entre ambas mallas, principalmente en la variable sobrerotura, evidenciando que la malla actual logra un mejor control del daño al macizo rocoso respecto a la malla anterior. En el caso del avance ejecutado, los resultados muestran que la malla actual mantiene valores de avance iguales o superiores, sin incrementar de manera significativa el consumo energético.

Este análisis confirma que las mejoras observadas en la malla actual no responden únicamente a la variabilidad natural del proceso, sino que están asociadas al rediseño de la malla de perforación.

Figura 49

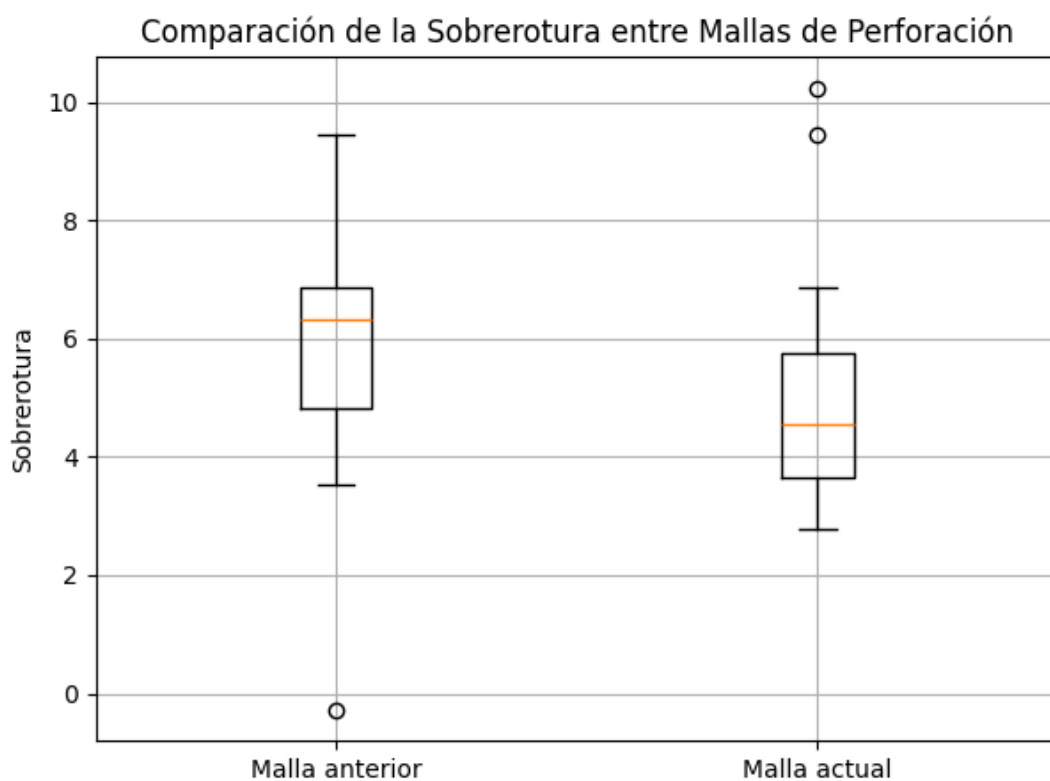
Distribución del Factor Carga



Nota. El histograma muestra un alto grado de solapamiento entre las distribuciones del factor de carga (F.C.) de la malla anterior y la malla actual, sin una separación clara entre ambos conjuntos de datos, lo que sugiere que la variabilidad del factor de carga es similar en ambos diseños de perforación.

Figura 50

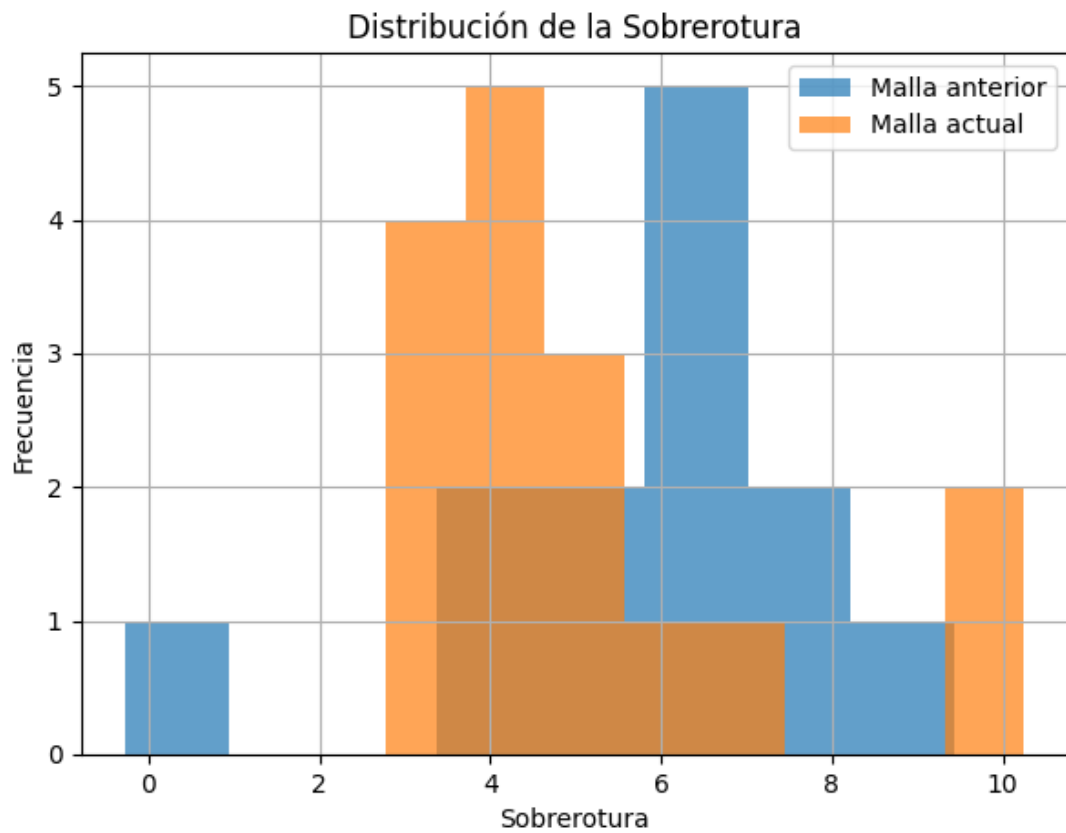
Comparación de la Sobrerotura entre las mallas



Nota. El diagrama de caja muestra que la malla actual presenta una mediana de sobrerotura menor y una menor dispersión respecto a la malla anterior, lo que sugiere un mejor control del contorno de excavación y una reducción de la sobrerotura generada.

Figura 51

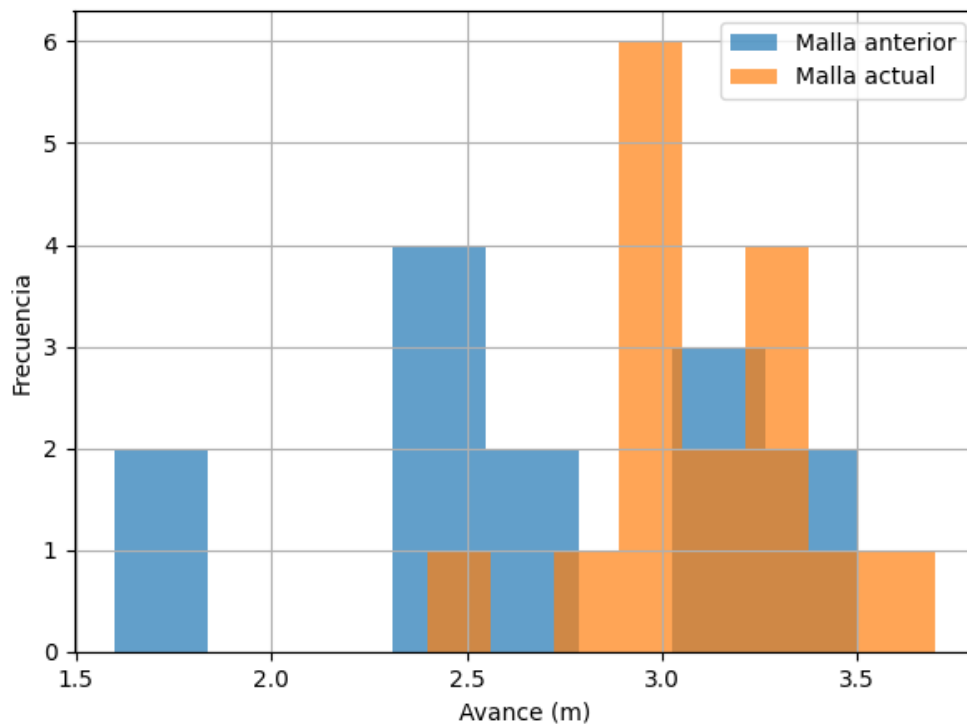
Distribución de la Sobrerotura



Nota. El histograma evidencia un desplazamiento de la distribución de la sobrerotura hacia valores menores en la malla actual, con menor frecuencia de valores elevados, lo que indica una mejora en el control del proceso de voladura.

Figura 52

Distribución del Avance



Nota. El histograma evidencia un desplazamiento de la distribución del avance hacia valores mayores en la malla actual, con una mayor concentración de datos alrededor del valor medio, lo que sugiere un incremento del avance efectivo respecto a la malla anterior.

4.7.2 Contrastación de hipótesis mediante estadística inferencial

La contrastación de hipótesis se realizó comparando los resultados de la malla anterior ($n=13$) y la malla actual ($n=16$). Se analizaron el avance ejecutado, la sobrerotura y el factor de carga, considerando un nivel de significancia de:

$$\alpha = 0.05$$

Como criterio de decisión se estableció:

$$p < 0.05 \Rightarrow \text{se rechaza } H_0$$

$$p \geq 0.05 \Rightarrow \text{no se rechaza } H_0$$

Prueba de normalidad

Se aplicó la prueba de Shapiro–Wilk, cuya expresión general es:

$$W = \frac{(\sum_{i=1}^n a_i x_{(i)})^2}{\sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})^2}$$

Indicador	Malla	(n)	Media	Desviación estándar	Mediana	(W)	(p)	Distribución
Avance (m)	Anterior	13	2.677	0.580	2.600	0.902	0.144	Normal
Avance (m)	Actual	16	3.113	0.290	3.050	0.921	0.173	Normal
Sobrerotura	Anterior	13	5.561	2.347	6.330	0.905	0.157	Normal
Sobrerotura	Actual	16	5.103	2.167	4.550	0.841	0.010	No normal
Factor de carga	Anterior	13	2.098	0.242	2.050	0.857	0.035	No normal
Factor de carga	Actual	16	1.994	0.381	1.995	0.815	0.004	No normal

Nota. Para el avance se aplicó la prueba t de Welch, debido a que ambos grupos presentaron normalidad. Para la sobrerotura y el factor de carga se utilizó la prueba U de Mann–Whitney.

4.7.2.1 Contraste de hipótesis para el avance efectivo

Se plantearon las siguientes hipótesis:

$$H_0: \mu_{\text{actual}} = \mu_{\text{anterior}}$$

$$H_1: \mu_{\text{actual}} \neq \mu_{\text{anterior}}$$

La media se calculó mediante:

$$\bar{x} = \frac{\sum_{i=1}^n x_i}{n}$$

Para la malla anterior:

$$\bar{x}_{\text{anterior}} = \frac{34.80}{13} = 2.677 \text{ m}$$

Para la malla actual:

$$\bar{x}_{\text{actual}} = \frac{49.80}{16} = 3.113 \text{ m}$$

La diferencia promedio fue:

$$\Delta \bar{x} = 3.113 - 2.677 = 0.436 \text{ m/disparo}$$

El incremento porcentual fue:

$$\Delta\% = \frac{3.113 - 2.677}{2.677} \times 100 = 16.27\%$$

La prueba t de Welch se calculó mediante:

$$t = \frac{\bar{x}_1 - \bar{x}_2}{\sqrt{\frac{s_1^2}{n_1} + \frac{s_2^2}{n_2}}}$$

Reemplazando los valores:

$$t = \frac{2.677 - 3.113}{\sqrt{\frac{0.580^2}{13} + \frac{0.290^2}{16}}} = -2.468$$

Los grados de libertad se determinaron con:

$$v = \frac{\left(\frac{s_1^2}{n_1} + \frac{s_2^2}{n_2}\right)^2}{\frac{(s_1^2/n_1)^2}{n_1 - 1} + \frac{(s_2^2/n_2)^2}{n_2 - 1}}$$

$$v = 16.79$$

El resultado inferencial fue:

$$t = -2.468, \quad gl = 16.79, \quad p = 0.025$$

El intervalo de confianza del 95 % para el incremento se calculó mediante:

$$IC_{95\%} = \Delta\bar{x} \pm t_{0.975, v} \sqrt{\frac{s_1^2}{n_1} + \frac{s_2^2}{n_2}}$$

$$IC_{95\%} = 0.436 \pm 2.112(0.1765)$$

$$IC_{95\%} = [0.063, 0.808] \text{ m}$$

Para determinar la magnitud de la mejora se calculó la g de Hedges:

$$s_p = \sqrt{\frac{(n_1 - 1)s_1^2 + (n_2 - 1)s_2^2}{n_1 + n_2 - 2}} = 0.443$$

$$d = \frac{\bar{x}_{\text{actual}} - \bar{x}_{\text{anterior}}}{s_p} = \frac{3.113 - 2.677}{0.443} = 0.983$$

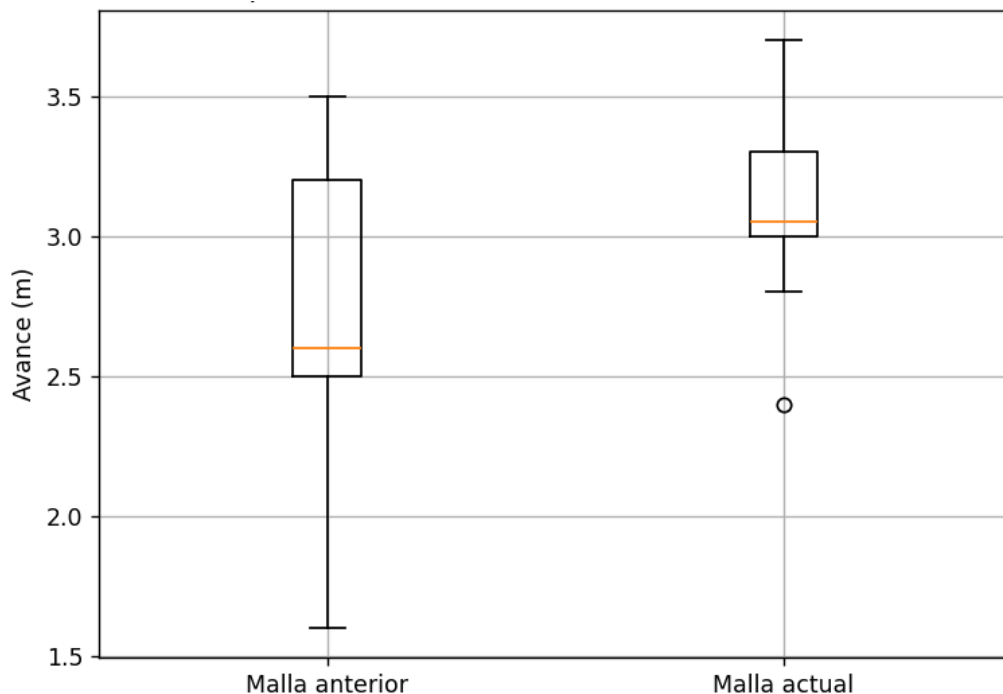
$$J = 1 - \frac{3}{4(n_1 + n_2) - 9} = 0.972$$

$$g = Jd = (0.972)(0.983) = 0.956$$

Como $p=0.025<0.05$, se rechaza H_0 . La nueva malla incrementó significativamente el avance ejecutado en 0.436 m por disparo, equivalente al 16.27 %, con un tamaño del efecto alto ($g=0.96$).

Figura 53

Comparación del avance ejecutado entre la malla anterior y la malla actual



Nota. El diagrama de caja muestra que la malla actual presenta una mediana de avance mayor y una menor dispersión en comparación con la malla anterior, lo que indica una mejora en la eficiencia del avance obtenido por disparo y una mayor uniformidad en los resultados.

4.7.2.2 Contraste de hipótesis de la sobrerotura

Se plantearon las siguientes hipótesis:

H_0 : La distribución de la sobrerotura es igual en ambas mallas

H_1 : La distribución de la sobrerotura difiere entre ambas mallas

La reducción promedio fue:

$$\Delta\% = \frac{5.561 - 5.103}{5.561} \times 100 = 8.23\%$$

La prueba U de Mann–Whitney se calculó mediante:

$$U_1 = R_1 - \frac{n_1(n_1 + 1)}{2}$$

Para la malla anterior, la suma de rangos fue $R_1=223.50$:

$$U_1 = 223.50 - \frac{13(13 + 1)}{2} = 132.50$$

El estadístico complementario fue:

$$U_2 = n_1 n_2 - U_1$$

$$U_2 = (13)(16) - 132.50 = 75.50$$

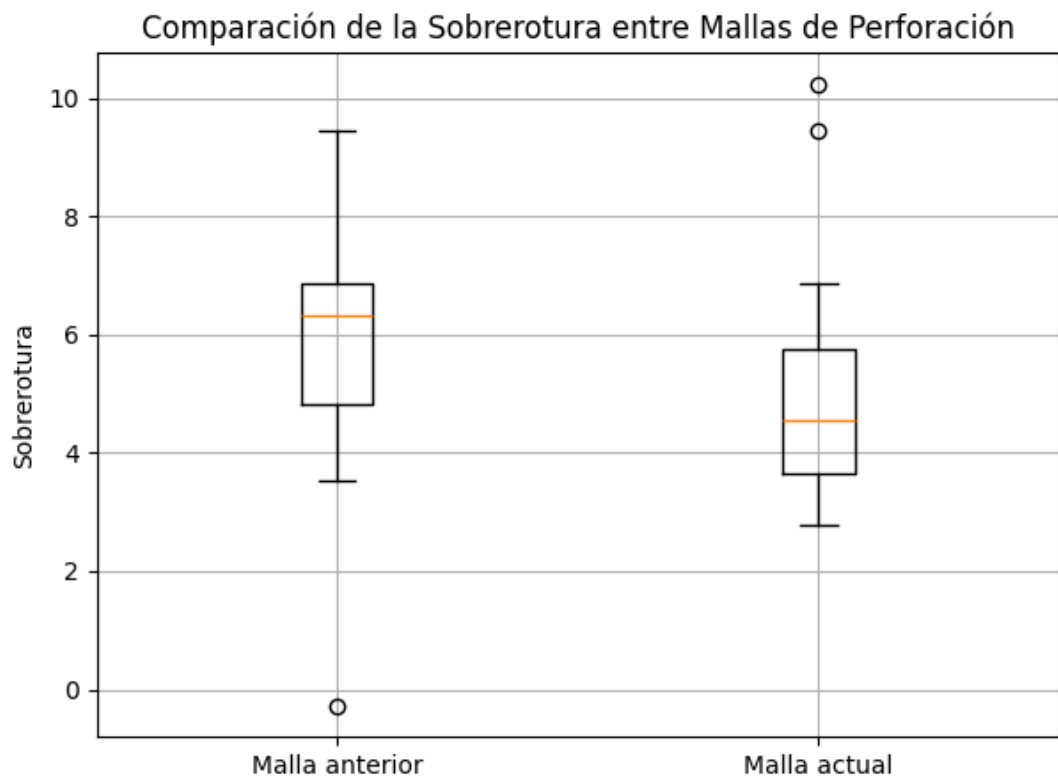
El resultado bilateral fue:

$$U_1 = 132.50, \quad U_2 = 75.50, \quad p = 0.218$$

Como $p=0.218>0.05$, no se rechaza H_0 . La sobrerotura presentó una reducción descriptiva del 8.23 % y su mediana disminuyó de 6.33 a 4.55; sin embargo, esta diferencia no fue estadísticamente significativa.

Figura 54

Comparación de la Sobrerotura entre las mallas



Nota. El diagrama de caja muestra que la malla actual presenta una mediana de sobrerotura menor y una menor dispersión respecto a la malla anterior, lo que sugiere un mejor control del contorno de excavación y una reducción de la sobrerotura generada.

4.7.2.3 Contraste de hipótesis del factor de carga

Se formularon las siguientes hipótesis:

H_0 : La distribución del factor de carga es igual en ambas mallas

H_1 : La distribución del factor de carga difiere entre ambas mallas

La variación porcentual fue:

$$\Delta\% = \frac{2.098 - 1.994}{2.098} \times 100 = 4.93\%$$

Para la malla anterior se obtuvo una suma de rangos de $R_1=213.50$:

$$U_1 = 213.50 - \frac{13(13 + 1)}{2} = 122.50$$

El estadístico complementario fue:

$$U_2 = (13)(16) - 122.50 = 85.50$$

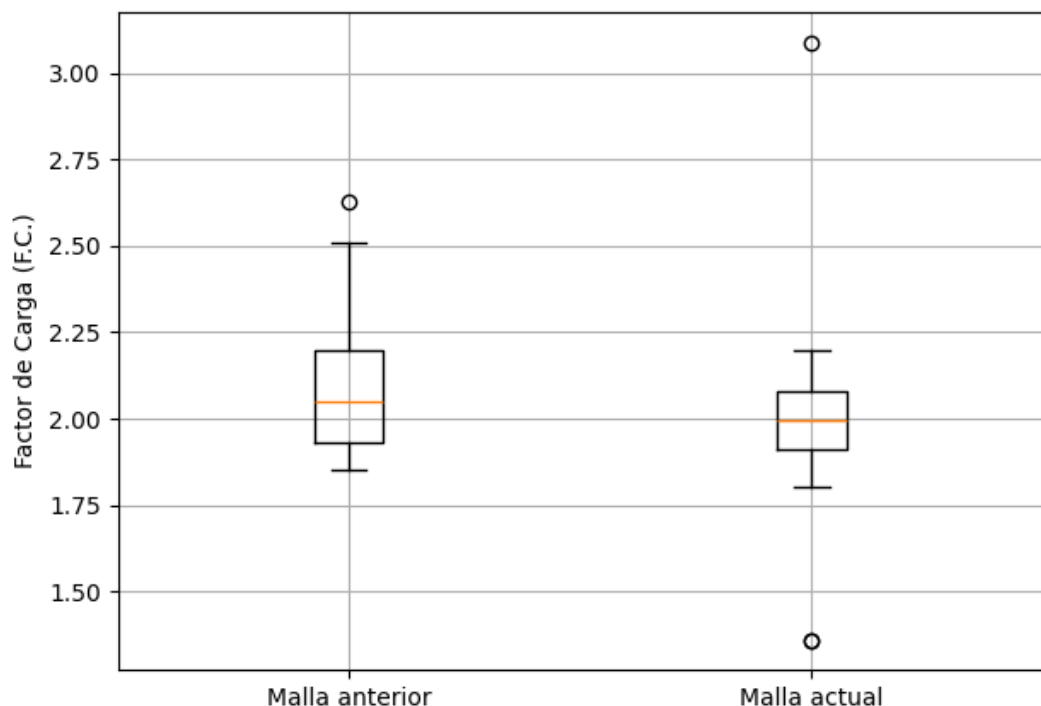
El resultado de la prueba fue:

$$U_1 = 122.50, \quad U_2 = 85.50, \quad p = 0.430$$

Como $p=0.430>0.05$, no se rechaza H_0 . El factor de carga disminuyó descriptivamente en 4.93 %, pero la diferencia no fue estadísticamente significativa. Operativamente, este resultado indica que el incremento significativo del avance se obtuvo sin aumentar el consumo específico de explosivo.

Figura 55

Comparación del factor de carga entre la malla anterior y la malla actual



Nota. El diagrama de caja evidencia que la mediana del factor de carga (F.C.) de la malla actual es ligeramente menor que la de la malla anterior; sin embargo, ambas distribuciones presentan rangos intercuartílicos similares y una superposición

considerable, lo que indica que no existen diferencias relevantes en la dispersión ni en la tendencia central del factor de carga entre ambos diseños de malla.

Tabla 48

Resumen de la contrastación de hipótesis

Indicador	Variación	Prueba estadística	Estadístico	(p)	Decisión
Avance ejecutado	+16.27 %	(t) de Welch	(t=-2.468)	0.025	Se rechaza (H ₀)
Sobrerotura	-8.23 %	U de Mann-Whitney	(U ₁ =132.50)	0.218	No se rechaza (H ₀)
Factor de carga	-4.93 %	U de Mann-Whitney	(U ₁ =122.50)	0.430	No se rechaza (H ₀)

Nota. Nivel de significancia $\alpha=0.05$.

4.7.2.4 Contrastación de la hipótesis general

Los resultados demuestran que la implementación de la nueva malla incrementó significativamente el avance ejecutado ($p=0.025$). La sobrerotura y el factor de carga presentaron variaciones operativamente favorables, pero no alcanzaron significancia estadística ($p>0.05$).

Por consiguiente, la hipótesis general recibe respaldo estadístico parcial, debido a que la mejora fue demostrada inferencialmente en el avance efectivo, mientras que la reducción de la sobrerotura y la variación del factor de carga deben confirmarse mediante un mayor número de voladuras.

4.8 Discusión de los resultados

La implementación de la nueva malla de perforación se realizó considerando las características geomecánicas del macizo rocoso, clasificado con un RMR comprendido entre 41 y 50, así como la aplicación de un arranque recto cilíndrico. Desde el punto de vista técnico, este planteamiento coincide con Man et al. (2018), quienes determinaron que los arranques con perforaciones paralelas presentan un comportamiento eficiente en la voladura de túneles. También guarda relación con Mejía et al. (2021), quienes señalaron que la aplicación de metodologías como

Holmberg debe considerar las propiedades del explosivo, la configuración geométrica de la malla y la clasificación geomecánica del macizo rocoso.

Respecto al avance ejecutado, la nueva malla incrementó el promedio de 2.677 a 3.113 m por disparo, equivalente a una mejora del 16.27 %. La diferencia fue estadísticamente significativa, con $p=0.025$, lo cual evidencia que el incremento difícilmente puede atribuirse únicamente a la variabilidad aleatoria de los disparos. Este resultado concuerda con Huincho (2022), quien logró incrementar la eficiencia de avance de 88.20 % a 93.60 %, y con Ticona (2024), quien reportó un aumento del 11 % en el avance mediante la aplicación del método Holmberg. La mejora obtenida en la Rp. 5516 fue porcentualmente superior a la reportada por Ticona, aunque los valores absolutos no son directamente comparables debido a las diferencias en la longitud de perforación, sección de la labor, calidad del macizo rocoso y características de los explosivos utilizados.

El incremento del avance también es coherente con los resultados de Poma et al. (2020), quienes determinaron que la aplicación del método Holmberg permitió alcanzar una eficiencia del 95 %, reducir los tiempos del ciclo de perforación y voladura y obtener una distribución energética más adecuada. En la presente investigación, la disposición de 55 taladros (40 cargados, 5 rimados y 10 de alivio) favoreció la generación progresiva de la cara libre y la expansión de los gases, evitando zonas sin rotura y mejorando el aprovechamiento de la longitud perforada.

En relación con la sobrerotura, se obtuvo una reducción promedio del 8.23 % y una disminución de la mediana de 6.33 a 4.55. Esta tendencia concuerda con Vishwakarma et al. (2020), quienes indicaron que la redistribución de los tiempos de retardo y la optimización de los accesorios de voladura permiten controlar la sobreexcavación. También presenta correspondencia con Pomasoncco et al. (2022), quienes reportaron

reducciones de la sobreexcavación de entre 60 % y 70 % mediante perforaciones de alivio, cargas desacopladas y secuencias de detonación optimizadas.

En términos generales, los resultados muestran que la principal mejora estadísticamente demostrada fue el incremento del avance efectivo. La sobrerotura y el factor de carga presentaron comportamientos descriptivos favorables, pero no alcanzaron significancia estadística. Por tanto, la implementación de la nueva malla debe considerarse técnicamente favorable y estadísticamente respaldada en el indicador de avance, mientras que las demás mejoras requieren una mayor cantidad de observaciones y un control más homogéneo de las condiciones operativas.

CONCLUSIONES

- La implementación de la nueva malla de perforación en la Rp. 5516, zona II Esperanza, permitió mejorar significativamente la eficiencia técnica de la voladura, logrando una mayor uniformidad en la fragmentación, reducción de la sobrerotura y un avance más controlado. Esto confirma que el rediseño de la malla, adaptado a las condiciones del macizo rocoso ($RMR = 41-50$), fue adecuado para optimizar el proceso de voladura subterránea.
- El diseño de la malla de perforación, con patrón recto tipo corte quemado, permitió una mejor distribución de energía y un control efectivo de la rotura del macizo rocoso. Se redujo notablemente la proporción de bloques sobredimensionados, lo que facilitó las operaciones posteriores de carguío y transporte, mejorando el flujo de trabajo y la productividad en la rampa Rp. 5516.
- El número óptimo de taladros establecido (55 en total: 40 cargados, 5 rimados y 10 de alivio) permitió alcanzar el avance planificado con un consumo eficiente de explosivo. Este equilibrio entre cantidad de taladros y volumen volado evitó zonas sin rotura y redujo los tiempos operativos, confirmando que el dimensionamiento correcto del frente influye directamente en la eficiencia y estabilidad de la labor.
- La optimización de la secuencia de iniciación, ajustando los retardos de 1 ms, 4 ms, 7 ms y 10 ms a 1 ms, 4 ms y 7 ms, generó un mejor control en la dirección de propagación de la voladura y minimizó la sobrerotura. El resultado fue un perímetro de excavación más regular y una superficie de contorno más estable, evidenciando una reducción significativa del daño al macizo rocoso remanente.

- El ajuste del factor de carga, que pasó de 2.22 a 2.24 kg/m³ para taladros de 12 pies y de 2.19 a 2.26 kg/m³ para taladros de 14 pies, permitió una distribución energética uniforme en toda la sección de disparo. Este incremento controlado mejoró la eficiencia de rotura sin generar sobrecarga ni daños excesivos, optimizando el consumo total de explosivos.
- En conjunto, los resultados obtenidos demuestran que la aplicación de un diseño técnico basado en la caracterización geomecánica, la secuencia de iniciación y el ajuste del factor de carga permite optimizar la voladura subterránea. Este enfoque integral garantiza un mejor aprovechamiento de la energía, mayor control operacional y una mejora sostenible en la eficiencia técnica del proceso.

RECOMENDACIONES

- Mantener la aplicación de la malla de perforación optimizada en la Rp. 5516 como patrón de referencia para voladuras en zonas con características geomecánicas similares ($RMR = 41-50$), previa verificación de los parámetros de campo. Su uso garantizará una adecuada fragmentación, control de sobrerotura y mejora continua en la eficiencia de avance.
- Realizar un monitoreo periódico de los resultados de voladura, registrando datos como avance por disparo, consumo de explosivo, grado de fragmentación y sobrerotura. Este seguimiento permitirá ajustar oportunamente los parámetros de perforación y carga ante posibles variaciones en las condiciones del macizo rocoso.
- Mantener la secuencia de iniciación optimizada con retardos de 1 ms, 4 ms y 7 ms, ya que estos tiempos demostraron un mejor control en la propagación de la voladura y menor daño al contorno. En caso de cambios en las condiciones geológicas o en la geometría del frente, se recomienda validar nuevamente los tiempos de retardo mediante pruebas controladas.
- Verificar periódicamente el factor de carga, especialmente en frentes de mayor longitud o diferente dureza de roca, asegurando que la distribución energética se mantenga uniforme. Cualquier variación debe sustentarse en pruebas de campo que correlacionen consumo de explosivo, fragmentación y sobrerotura.
- Capacitar continuamente al personal técnico y operativo en diseño de mallas, control de secuencia de disparo y ajuste del factor de carga. La correcta ejecución de las labores de perforación y voladura depende en gran medida del conocimiento técnico y la precisión en la aplicación de los procedimientos.

- Implementar un registro sistemático de las voladuras en la zona II Esperanza, incluyendo planos de perforación, consumo real de explosivo, resultados fotográficos del frente y mediciones de sobrerotura. Esta base de datos será fundamental para la toma de decisiones técnicas y la mejora continua del proceso de voladura en la Unidad Yauricocha.
- Extender la metodología aplicada en este estudio a otras labores subterráneas de la unidad minera, especialmente aquellas con problemas de sobrerotura o baja eficiencia en el avance. De este modo, se consolidará un estándar técnico de diseño de malla y control de voladura adaptable a diferentes condiciones geomecánicas.

REFERENCIA BIBLIOGRÁFICA

- Atlas Copco. (2014). *Underground Mining, a global review of methods and practices* (1st edition). Editura Atlas Copco Rock Drills AB.
- Belizario, Y. C. (2019). *Optimización de malla de perforación para la reducción de costos de voladura en la mina Maribel de Oro "A"- Phoquera* [Tesis de licenciatura, Universidad Nacional del Altiplano]. Repositorio Institucional UNAP <https://repositorio.unap.edu.pe/handle/20.500.14082/11999>
- Darling, P. (2023). *Underground Mining Handbook*. Society for Mining, Metallurgy & Exploration.
- EXSA S. A. (2015). *Manual práctico de voladura*. EXSA S. A.
- Famesa Explosivos S.A. (2019). *Manual de perforación y Voladura* (1.^a ed.). COSAS.
- Hernandez, R., Hernández, C., & Baptista, P. (2014). *Metodología de la investigación* (6a ed.). <https://dialnet.unirioja.es/servlet/libro?codigo=775008>
- Himanshu, V. K., Mishra, A. K., Roy, M. P., & Singh, P. K. (2023). *Blasting Technology for Underground Hard Rock Mining*. Springer. <https://doi.org/10.1007/978-981-99-2645-9>
- Hood, M. C., & Roxborough, F. F. (1992). Rock Breakage: Mechanical. En H. L. Hartman (Ed.), *SME Mining Engineering Handbook* (Segunda edición, Vol. 2, pp. 681–721). Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc.
- Huincho, J. (2022). *Optimización del proceso de perforación y voladura para mejorar la eficiencia de avance y controlar la sobrerotura en los frentes de avance de la unidad minera Cerro Lindo, Nexa Resources S. A. A.* [Tesis de licenciatura, Universidad Continental]. Repositorio Institucional Continental. <https://repositorio.continental.edu.pe/handle/20.500.12394/12258>

- Lusk, B., Rouse, N., & Silva, J. (2023). Underground blasting. En P. Darling (Ed.), *SME Underground Mining Handbook* (pp. 467–500). Society for Mining, Metallurgy, and Exploration.
- Man, K., Liu, X., Wang, J., & Wang, X. (2018). Blasting Energy Analysis of the Different Cutting Methods. *Shock and Vibration*, 2018(1), Article 9419018. <https://doi.org/10.1155/2018/9419018>
- Mejía, M. A., Cuesta, G. G., & Barrera, K. F. (2021). Evaluación de las metodologías holmberg y konya en la mina grumintor de una malla de perforación y voladura. *ConcienciaDigital*, 4(3.1), Article 3.1. <https://doi.org/10.33262/concienciadigital.v4i3.1.1824>
- Ortega, C. A., Jaramillo, A. F., & Molina, J. M. (2016). Drilling grid blasting upgrading based on Geological Strength Index (GSI), case “La Maruja” mine, Colombia. *Boletín de Ciencias de La Tierra*, 40, Article 40. <https://doi.org/10.15446/rbct.n40.52199>
- Persson, P.-A., Holmberg, R., & Lee, J. (1994). *Rock Blasting and Explosives Engineering*. CRC Press. <https://doi.org/10.1201/9780203740514>
- Poma, M., Quispe, G., Mamani-Macedo, N., Zapata, G., Raymundo, C., & Dominguez, F. (2020). Drilling-and-Blasting Mesh Design for Underground Mining Using the Holmberg Method. En T. Ahram, R. Taiar, V. Gremeaux, & K. Aminian (Eds.), *Human Interaction, Emerging Technologies and Future Applications II* (pp. 683–689). Springer. https://doi.org/10.1007/978-3-030-44267-5_103
- Pomasoncco, A., Trujillo, C., Arauzo, L., Raymundo, C., Quispe, G., & Dominguez, F. (2022). Pre-split blasting design to reduce costs and improve safety in

underground mining. *Energy Reports*, 8, 1208–1225.

<https://doi.org/10.1016/j.egyr.2022.07.109>

Rostami, J., & Hambley, D. F. (2011). Blasthole Drilling. En P. Darling (Ed.), *SME Mining Engineering Handbook, Third Edition* (Tercera edición, Vol. 1, pp. 435–441). Society for Mining, Metallurgy, and Exploration.

Salehi, E., Moghadam, M., Khani, J., Hajihassani, M., & Abadi, S. (2024). Investigation of the specific charge variations in determining the optimal methods for drilling and blasting of tunnels. *Acta Montanistica Slovaca*, 29(22), 294–309. <https://doi.org/10.46544/AMS.v29i2.06>

Stebbins, S. A. (2011). Cost Estimating for Underground Mines. En P. Darling (Ed.), *SME Mining Engineering Handbook* (3rd edition, Vol. 1, pp. 263–279). Society for Mining, Metallurgy, and Exploration.

Ticona, S. (2024). *Aplicación del Método de Holmberg para la optimización de la malla de perforación y voladura en minería en rocas del Grupo Pucará 2023* [Tesis de licenciatura, Universidad Nacional Jorge Basadre Grohmann]. Repositorio institucional UNJBG. <https://repositorio.unjbg.edu.pe/handle/20.500.12510/4512>

Vishwakarma, A. K., Himanshu, V. K., Kumar, S., & M.P., R. (2020). Overbreak Control in Development Face Blasting of Underground Metal Mine – A Case Study. *Central Institute of Mining and Fuel Research*. https://www.researchgate.net/publication/339473978_Overbreak_Control_in_Development_Face_Blasting_of_Underground_Metal_Mine_-_A_Case_Study

ANEXOS

Anexo 01: Matriz de consistencia

Tabla 49

Matriz de consistencia

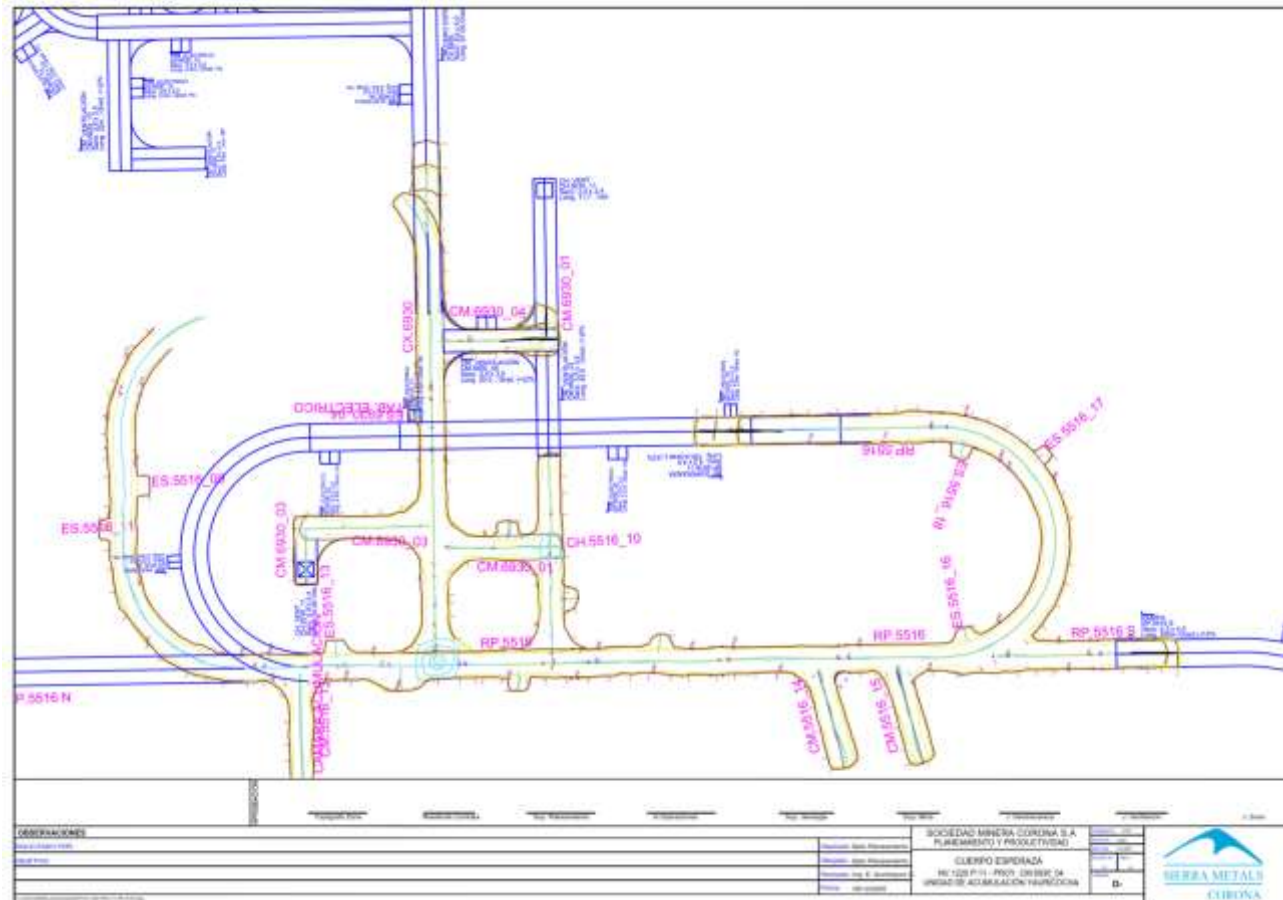
PROBLEMAS	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES	MÉTODO DE INVESTIGACIÓN
PROBLEMA GENERAL ¿De qué manera la implementación de la malla de perforación mejorará la eficiencia técnica de la voladura en la Rp. 5516 zona II Esperanza de la Unidad de acumulación Yauricocha - Compañía Minera Sierra Metals Corona S. A 2025? PROBLEMAS ESPECÍFICOS a) ¿De qué manera el diseño de la malla de perforación puede mejorar la fragmentación del macizo rocoso en la Rp. 5516 zona II Esperanza de la Unidad de acumulación Yauricocha - Compañía Minera Sierra Metals Corona S. A 2025? b) ¿Cuál es el número óptimo de taladros por frente que permitirá maximizar el avance efectivo por disparo en la Rp. 5516 zona II Esperanza de la Unidad de acumulación Yauricocha - Compañía Minera Sierra Metals Corona S. A 2025? c) ¿Cómo puede optimizarse la secuencia de iniciación para minimizar la sobrerotura en la Rp.	OBJETIVO GENERAL Implementar una malla de perforación para mejorar la eficiencia técnica de la voladura en la Rp. 5516, zona II Esperanza, de la Unidad de Acumulación Yauricocha - Compañía Minera Sierra Metals Corona S. A., 2025. OBJETIVOS ESPECÍFICOS a) Diseñar la malla de perforación para mejorar la fragmentación del macizo rocoso en la Rp. 5516, zona II Esperanza, de la Unidad de Acumulación Yauricocha - Compañía Minera Sierra Metals Corona S. A., 2025. b) Determinar el número óptimo de taladros por frente que permita maximizar el avance efectivo por disparo en la Rp. 5516, zona II Esperanza, de la Unidad de Acumulación Yauricocha - Compañía Minera Sierra Metals Corona S. A., 2025. c) Optimizar la secuencia de iniciación para minimizar la sobrerotura en la Rp. 5516, zona II Esperanza, de la	HIPÓTESIS GENERAL La implementación de una malla de perforación adecuadamente diseñada mejora la eficiencia técnica de la voladura en la Rp. 5516, zona II Esperanza, de la Unidad de Acumulación Yauricocha - Compañía Minera Sierra Metals Corona S. A., 2025. HIPÓTESIS ESPECÍFICAS a) El diseño adecuado de la malla de perforación mejora la fragmentación del macizo rocoso en la Rp. 5516, zona II Esperanza, de la Unidad de Acumulación Yauricocha - Compañía Minera Sierra Metals Corona S. A., 2025. b) Determinar el número óptimo de taladros por frente permite maximizar el avance efectivo por disparo en la Rp. 5516, zona II Esperanza, de la Unidad de Acumulación Yauricocha - Compañía Minera Sierra Metals Corona S. A., 2025. c) La optimización de la secuencia de iniciación reduce la sobrerotura en la	VARIABLE INDEPENDIENTE X: Implementación de la malla de perforación Dimensiones X1: Diseño geométrico de la malla X2: Número óptimo de taladros X3: Secuencia de iniciación X4: Factor de carga VARIABLE DEPENDIENTE Y: Eficiencia de voladura Dimensiones Y1: Fragmentación del macizo rocoso	TIPO DE INVESTIGACIÓN Aplicada NIVEL DE INVESTIGACIÓN Explicativo DISEÑO Pre experimental POBLACIÓN La población está compuesta por las voladuras ejecutadas en la Rp. 5516 zona II Esperanza. MUESTRA Voladuras ejecutadas en la Rp. 5516 zona II Esperanza. TÉCNICA Análisis documental y revisión de registros

5516 zona II Esperanza de la Unidad de acumulación Yauricocha - Compañía Minera Sierra Metals Corona S. A 2025? d) ¿De qué manera el ajuste del factor de carga puede lograr una distribución energética uniforme en la Rp. 5516 zona II Esperanza de la Unidad de acumulación Yauricocha - Compañía Minera Sierra Metals Corona S. A 2025?	Unidad de Acumulación Yauricocha - Compañía Minera Sierra Metals Corona S. A., 2025. d) Ajustar el factor de carga para lograr una distribución energética uniforme en la Rp. 5516, zona II Esperanza, de la Unidad de Acumulación Yauricocha - Compañía Minera Sierra Metals Corona S. A., 2025. •	Rp. 5516, zona II Esperanza, de la Unidad de Acumulación Yauricocha - Compañía Minera Sierra Metals Corona S. A., 2025. d) El ajuste del factor de carga contribuye a lograr una distribución energética uniforme en la Rp. 5516, zona II Esperanza, de la Unidad de Acumulación Yauricocha - Compañía Minera Sierra Metals Corona S. A., 2025.	Y2: Avance efectivo Y3: Sobrerotura Y4: Distribución de energía	INSTRUMENTO Registro de datos Registros fotográficos
---	---	---	--	--

Anexo 02: Planos de la labor

Figura 56

Plano del NV 1170 - 1220 Mina Yauricocha



Plano de la RP 5516 Mina Yauricocha



Anexo 03: Código Python para el análisis estadístico

Tabla 50

Código Python para Factor Carga

```
1 # =====
2 # PRUEBA DE MANN-WHITNEY U PARA EL FACTOR DE CARGA (F.C.)
3 # Comparación entre malla anterior y malla actual
4 # =====
5 # Este script realiza:
6 # 1. Ingreso de datos
7 # 2. Estadística descriptiva
8 # 3. Prueba no paramétrica de Mann-Whitney U
9 # 4. Generación y guardado de gráficos para tesis
10 # =====
11
12 import numpy as np
13 import matplotlib.pyplot as plt
14 from scipy.stats import mannwhitneyu
15
16 # =====
17 # 1. INGRESO DE DATOS
18 # =====
19
20 # Factor de carga - malla anterior
21 fc_malla_anterior = np.array([
22     2.05, 2.20, 1.85, 2.63, 1.89, 1.93, 1.93,
23     2.08, 2.51, 2.07, 2.00, 2.24, 1.89
24 ])
25
26 # Factor de carga - malla actual
27 fc_malla_actual = np.array([
28     1.97, 1.99, 2.20, 2.03, 1.80, 1.96, 2.11,
29     2.07, 3.09, 1.36, 1.36, 1.83, 1.94,
30     2.00, 2.18, 2.02
31 ])
32
33 # =====
34 # 2. ESTADÍSTICA DESCRIPTIVA
35 # =====
36
37 media_anterior = np.mean(fc_malla_anterior)
38 mediana_anterior = np.median(fc_malla_anterior)
39
40 media_actual = np.mean(fc_malla_actual)
41 mediana_actual = np.median(fc_malla_actual)
42
43 print("ESTADÍSTICA DESCRIPTIVA")
44 print("-----")
45 print(f"Malla anterior - Media: {media_anterior:.3f}, Mediana:
46 {mediana_anterior:.3f}")
47 print(f"Malla actual - Media: {media_actual:.3f}, Mediana:
48 {mediana_actual:.3f}")
49
50 # =====
```

```

51 # 3. PRUEBA DE MANN-WHITNEY U
52 # =====
53
54 alpha = 0.05 # nivel de significancia
55
56 U, p_valor = mannwhitneyu(
57     fc_malla_anterior,
58     fc_malla_actual,
59     alternative='two-sided'
60 )
61
62 print("\nPRUEBA DE MANN-WHITNEY U")
63 print("-----")
64 print(f"Estadístico U = {U:.3f}")
65 print(f"p-valor = {p_valor:.4f}")
66
67 if p_valor < alpha:
68     print("Conclusión: Existen diferencias estadísticamente
69 significativas")
70 else:
71     print("Conclusión: No existen diferencias estadísticamente
72 significativas")
73
74 # =====
75 # 4. GRÁFICO BOXPLOT (GUARDADO PARA TESIS)
76 # =====
77
78 plt.figure(figsize=(7, 5))
79 plt.boxplot(
80     [fc_malla_anterior, fc_malla_actual],
81     labels=['Malla anterior', 'Malla actual']
82 )
83
84 plt.ylabel('Factor de Carga (F.C.)')
85 plt.title('Comparación del Factor de Carga entre Mallas de
86 Perforación')
87 plt.grid(True)
88
89 plt.savefig(
90     'Figura_Comparacion_Factor_Carga_Boxplot.png',
91     dpi=300,
92     bbox_inches='tight'
93 )
94
95 plt.show()
96
97 # =====
98 # 5. GRÁFICO HISTOGRAMA (GUARDADO PARA TESIS)
99 # =====
100
101 plt.figure(figsize=(7, 5))
102 plt.hist(fc_malla_anterior, bins=8, alpha=0.7, label='Malla
103 anterior')
104 plt.hist(fc_malla_actual, bins=8, alpha=0.7, label='Malla
105 actual')
106
107 plt.xlabel('Factor de Carga (F.C.)')

```

```

108 plt.ylabel('Frecuencia')
109 plt.title('Distribución del Factor de Carga')
110 plt.legend()
111 plt.grid(True)
112
113 plt.savefig(
114     'Figura_Distribucion_Factor_Carga_Histograma.png',
115     dpi=300,
116     bbox_inches='tight'
117 )
118
119 plt.show()
120
121 # =====
122 # FIN DEL SCRIPT
123 # =====

```

Tabla 51

Código Python para la Sobrerotura

```

1  # =====
2  # PRUEBA DE MANN-WHITNEY U PARA LA SOBREROTURA
3  # Comparación entre malla anterior y malla actual
4  # =====
5  # Este script realiza:
6  # 1. Ingreso de datos de sobrerotura
7  # 2. Estadística descriptiva
8  # 3. Prueba no paramétrica de Mann-Whitney U
9  # 4. Generación y guardado de gráficos para tesis
10 # =====
11
12 import numpy as np
13 import matplotlib.pyplot as plt
14 from scipy.stats import mannwhitneyu
15
16 # =====
17 # 1. INGRESO DE DATOS
18 # =====
19
20 # Sobrerotura - malla anterior
21 sobrerotura_malla_anterior = np.array([
22     7.12, 3.78, 6.34, -0.27, 9.44, 4.81, 7.12,
23     4.81, 3.53, 6.86, 6.34, 6.08, 6.33
24 ])
25
26 # Sobrerotura - malla actual
27 sobrerotura_malla_actual = np.array([
28     9.44, 10.25, 4.55, 4.81, 6.86, 5.55, 3.78,
29     6.35, 3.28, 4.81, 4.55, 3.79, 2.77,
30     3.28, 4.30, 3.28
31 ])
32
33 # =====
34 # 2. ESTADÍSTICA DESCRIPTIVA
35 # =====
36

```

```

37 media_anterior = np.mean(sobrerotura_malla_anterior)
38 mediana_anterior = np.median(sobrerotura_malla_anterior)
39
40 media_actual = np.mean(sobrerotura_malla_actual)
41 mediana_actual = np.median(sobrerotura_malla_actual)
42
43 print("ESTADÍSTICA DESCRIPTIVA - SOBREROTURA")
44 print("-----")
45 print(f"Malla anterior - Media: {media_anterior:.3f}, Mediana:
46 {mediana_anterior:.3f}")
47 print(f"Malla actual - Media: {media_actual:.3f}, Mediana:
48 {mediana_actual:.3f}")
49
50 # =====
51 # 3. PRUEBA DE MANN-WHITNEY U
52 # =====
53
54 alpha = 0.05 # nivel de significancia
55
56 U, p_valor = mannwhitneyu(
57     sobrerotura_malla_anterior,
58     sobrerotura_malla_actual,
59     alternative='two-sided'
60 )
61
62 print("\nPRUEBA DE MANN-WHITNEY U - SOBREROTURA")
63 print("-----")
64 print(f"Estadístico U = {U:.3f}")
65 print(f"p-valor = {p_valor:.4f}")
66
67 if p_valor < alpha:
68     print("Conclusión: Existen diferencias estadísticamente
69 significativas")
70 else:
71     print("Conclusión: No existen diferencias estadísticamente
72 significativas")
73
74 # =====
75 # 4. GRÁFICO BOXPLOT (GUARDADO PARA TESIS)
76 # =====
77
78 plt.figure(figsize=(7, 5))
79 plt.boxplot(
80     [sobrerotura_malla_anterior, sobrerotura_malla_actual],
81     labels=['Malla anterior', 'Malla actual']
82 )
83
84 plt.ylabel('Sobrerotura')
85 plt.title('Comparación de la Sobrerotura entre Mallas de
86 Perforación')
87 plt.grid(True)
88
89 plt.savefig(
90     'Figura_Comparacion_Sobrerotura_Boxplot.png',
91     dpi=300,
92     bbox_inches='tight'
93 )

```

```

94
95 plt.show()
96
97 # =====
98 # 5. GRÁFICO HISTOGRAMA (GUARDADO PARA TESIS)
99 # =====
100
101 plt.figure(figsize=(7, 5))
102 plt.hist(sobrerotura_malla_anterior, bins=8, alpha=0.7,
103 label='Malla anterior')
104 plt.hist(sobrerotura_malla_actual, bins=8, alpha=0.7,
105 label='Malla actual')
106
107 plt.xlabel('Sobrerotura')
108 plt.ylabel('Frecuencia')
109 plt.title('Distribución de la Sobrerotura')
110 plt.legend()
111 plt.grid(True)
112
113 plt.savefig(
114     'Figura_Distribucion_Sobrerotura_Histograma.png',
115     dpi=300,
116     bbox_inches='tight'
117 )
118
119 plt.show()
120
121 # =====
122 # FIN DEL SCRIPT
123 # =====

```

Tabla 52

Código Python para el Avance

```

1 # =====
2 # PRUEBA DE MANN-WHITNEY U PARA EL AVANCE
3 # Comparación entre malla anterior y malla actual
4 # =====
5 # Este script realiza:
6 # 1. Ingreso de datos de avance
7 # 2. Estadística descriptiva
8 # 3. Prueba no paramétrica de Mann-Whitney U
9 # 4. Generación y guardado de gráficos para tesis
10 # =====
11
12 import numpy as np
13 import matplotlib.pyplot as plt
14 from scipy.stats import mannwhitneyu
15
16 # =====
17 # 1. INGRESO DE DATOS
18 # =====
19

```

```

20 # Avance - malla anterior
21 avance_malla_anterior = np.array([
22     3.1, 2.5, 2.6, 2.6, 3.3, 3.2, 3.5,
23     2.5, 1.6, 2.5, 3.2, 2.5, 1.7
24 ])
25
26 # Avance - malla actual
27 avance_malla_actual = np.array([
28     3.00, 3.30, 3.70, 3.20, 3.30, 3.30, 2.80,
29     3.10, 2.40, 3.00, 3.00, 3.00, 3.00,
30     3.30, 3.00, 3.40
31 ])
32
33 # =====
34 # 2. ESTADÍSTICA DESCRIPTIVA
35 # =====
36
37 media_anterior = np.mean(avance_malla_anterior)
38 mediana_anterior = np.median(avance_malla_anterior)
39
40 media_actual = np.mean(avance_malla_actual)
41 mediana_actual = np.median(avance_malla_actual)
42
43 print("ESTADÍSTICA DESCRIPTIVA - AVANCE")
44 print("-----")
45 print(f"Malla anterior - Media: {media_anterior:.3f}, Mediana:
46 {mediana_anterior:.3f}")
47 print(f"Malla actual - Media: {media_actual:.3f}, Mediana:
48 {mediana_actual:.3f}")
49
50 # =====
51 # 3. PRUEBA DE MANN-WHITNEY U
52 # =====
53
54 alpha = 0.05 # nivel de significancia
55
56 U, p_valor = mannwhitneyu(
57     avance_malla_anterior,
58     avance_malla_actual,
59     alternative='two-sided'
60 )
61
62 print("\nPRUEBA DE MANN-WHITNEY U - AVANCE")
63 print("-----")
64 print(f"Estadístico U = {U:.3f}")
65 print(f"p-valor = {p_valor:.4f}")
66
67 if p_valor < alpha:
68     print("Conclusión: Existen diferencias estadísticamente
69 significativas")
70 else:
71     print("Conclusión: No existen diferencias estadísticamente
72 significativas")
73
74 # =====
75 # 4. GRÁFICO BOXPLOT (GUARDADO PARA TESIS)
76 # =====

```

```

77
78 plt.figure(figsize=(7, 5))
79 plt.boxplot(
80     [avance_malla_anterior, avance_malla_actual],
81     labels=['Malla anterior', 'Malla actual']
82 )
83
84 plt.ylabel('Avance (m)')
85 plt.title('Comparación del Avance entre Mallas de Perforación')
86 plt.grid(True)
87
88 plt.savefig(
89     'Figura_Comparacion_Avance_Boxplot.png',
90     dpi=300,
91     bbox_inches='tight'
92 )
93
94 plt.show()
95
96 # =====
97 # 5. GRÁFICO HISTOGRAMA (GUARDADO PARA TESIS)
98 # =====
99
100 plt.figure(figsize=(7, 5))
101 plt.hist(avance_malla_anterior, bins=8, alpha=0.7, label='Malla
102 anterior')
103 plt.hist(avance_malla_actual, bins=8, alpha=0.7, label='Malla
104 actual')
105
106 plt.xlabel('Avance (m)')
107 plt.ylabel('Frecuencia')
108 plt.title('Distribución del Avance')
109 plt.legend()
110 plt.grid(True)
111
112 plt.savefig(
113     'Figura_Distribucion_Avance_Histograma.png',
114     dpi=300,
115     bbox_inches='tight'
116 )

plt.show()

# =====
# FIN DEL SCRIPT
# =====

```

**UNSCH**FACULTAD DE
INGENIERÍA
DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL**ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS N° 45-2026-FIMGC****PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS**

En la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga, en la ciudad de Ayacucho, en cumplimiento a la **Resolución Decanal No 227-2026-FIMGC-D**, a los **diez días del mes de julio de 2026**, siendo las **10:20 a.m.**, reunidos en el **Auditorio de la Escuela Profesional de Ingeniería Civil**, bajo la presidencia del **MSc. José Ernesto ESTRADA CARDENAS**, y los miembros: **MSc. Ing. Carlos Alberto QUISPE HUAROTO**, **Dr. Víctor Félix FLORES MORENO** y **MSc. Ing. Grover RUBINA SALAZAR**, actuando como secretario docente el **Ing. Saul Walter RETAMOZO FERNANDEZ**, para proceder a la sustentación de tesis para optar el **Título Profesional de Ingeniero de Minas**, del Bachiller en Ciencias de la Ingeniería de Minas:

JOSUE ROSSEL ROMERO MARTINEZ

Quien presentó la tesis denominada:

Implementación de una malla de perforación para mejorar la eficiencia técnica de la voladura en la Rp. 5516 zona II Esperanza de la Unidad de Acumulación Yauricocha-Compañía Minera Sierra Metals Corona S.A., 2025

Los señores miembros del jurado luego de expuesta la tesis y absueltas las preguntas, deliberaron y declararon:

Aprobado con 16 (dieciséis)

Siendo las **11:35 a.m.** del día **10 de julio del 2026**, culmina el acto de sustentación de tesis, y en conformidad de lo actuado los miembros del jurado firmamos al pie del presente.

MSc. José Ernesto ESTRADA CARDENAS
Presidente

Dr. Víctor Félix FLORES MORENO
Miembro

MSc. Ing. Grover RUBINA SALAZAR
Miembro

MSc. Ing. Carlos Alberto QUISPE HUAROTO
Miembro - Asesor

Ing. Saul Walter RETAMOZO FERNANDEZ
Secretario

FACULTAD DE INGENIERÍA
DE MINAS Y CIVIL
Av. Independencia S/N
Ciudad Universitaria
Central Tel. 066 312510
Anexo 151



UNSCH

CONSTANCIA DE ORIGINALIDAD DE TRABAJO DE INVESTIGACIÓN

El que suscribe; en mi calidad de Instructor de Originalidad de Trabajos de Investigación y encargado de certificar la originalidad de la tesis abajo indicado y por lo tanto responsable verificador de originalidad de trabajo de tesis de pregrado en primera instancia, en cumplimiento a la Resolución de Consejo Universitario N°039-2021-UNSCH-CU, Reglamento de Originalidad de Trabajos de Investigación UNSCH, deja constancia que:

- Apellidos y Nombres del Bach. : ROMERO MARTINEZ, Josue Rossel
- Escuela Profesional : Ingeniería de Minas
- Título de la Tesis : Implementación de una malla de perforación para mejorar la eficiencia técnica de la voladura en la Rp. 5516 zona II Esperanza de la Unidad de Acumulación Yauricocha – Compañía Minera Sierra Metals Corona S. A., 2025
- Evaluación de la originalidad : 15% de similitud

Por tanto, según los artículos 12, 13 y 17 del Reglamento de Originalidad de Trabajos de Investigación, **es procedente la constancia de originalidad** para los fines que crea conveniente.

Ayacucho, 27 de agosto de 2026

MBA Ing° Leonil Fernando Quispe Aronés
Instructor de Originalidad de Trabajos de Investigación

Implementación de una malla de perforación para mejorar la eficiencia técnica de la voladura en la Rp. 5516 zona II Esperanza de la Unidad de Acumulación Yauricocha – Compañía Minera Sierra Metals Corona S.A., 2025

por Josue Rossel ROMERO MARTINEZ

Fecha de entrega: 27-ago-2026 07:10p. m. (UTC-0500)

Identificador de la entrega: 3018979413

Nombre del archivo: Tesis_Josue_Rossel_ROMERO_MARTINEZ.pdf (2.52M)

Total de palabras: 22662

Total de caracteres: 131200

Implementación de una malla de perforación para mejorar la eficiencia técnica de la voladura en la Rp. 5516 zona II Esperanza de la Unidad de Acumulación Yauricocha – Compañía Minera Sierra Metals Corona S.A., 2025

INFORME DE ORIGINALIDAD

15%	15%	3%	10%
INDICE DE SIMILITUD	FUENTES DE INTERNET	PUBLICACIONES	TRABAJOS DEL ESTUDIANTE

FUENTES PRIMARIAS

1	repositorio.unsch.edu.pe	2%
	Fuente de Internet	
2	hdl.handle.net	2%
	Fuente de Internet	
3	Submitted to Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga	2%
	Trabajo del estudiante	
4	repositorio.uncp.edu.pe	2%
	Fuente de Internet	
5	1library.co	1%
	Fuente de Internet	
6	Submitted to Universidad Continental	1%
	Trabajo del estudiante	
7	repositorio.undac.edu.pe	1%
	Fuente de Internet	
8	repositorio.unjbg.edu.pe	1%
	Fuente de Internet	
9	repositorio.unap.edu.pe	1%
	Fuente de Internet	
10	repositorio.unh.edu.pe	<1%
	Fuente de Internet	
11	Submitted to Universidad Nacional del Centro del Peru	<1%
	Trabajo del estudiante	
12	oa.upm.es	<1%
	Fuente de Internet	
13	doku.pub	<1%
	Fuente de Internet	
14	Submitted to University of Southern California	<1%
	Trabajo del estudiante	

15	repositorio.ucsm.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
16	Submitted to Universidad Nacional de Ingenieria Trabajo del estudiante	<1 %
17	repositorio.uchile.cl Fuente de Internet	<1 %
18	repositorio.unamba.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
19	apirepositorio.unh.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
20	dspace.esPOCH.edu.ec Fuente de Internet	<1 %
21	Submitted to Universidad Católica de Santa María Trabajo del estudiante	<1 %
22	Submitted to Universidad Catolica de Trujillo Trabajo del estudiante	<1 %
23	LIOW JONG LENG. "Splash formation by spherical drops", Journal of Fluid Mechanics, 2001 Publicación	<1 %
24	repositorio.unsaac.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
25	Díaz Pasquel, William Enrique. "Multifamily en el distrito de San Juan de Miraflores Urbanización Entel Perú.", Pontificia Universidad Catolica del Peru (Peru) Publicación	<1 %
26	repositorio.uancv.edu.pe Fuente de Internet	<1 %

Excluir citas
Excluir bibliografía

Activo
Activo

Excluir coincidencias

< 30 words